



Universidad Nacional Mayor de San Marcos

Universidad del Perú. Decana de América

Dirección General de Estudios de Posgrado
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y
Geográfica
Unidad de Posgrado

Diseño de sostenimiento dinámico para mitigar los estallidos de rocas

TESIS

Para optar el Grado Académico de Magíster en Geología con
mención en Geotecnia

AUTOR

Elvis William VALENCIA CHÁVEZ

ASESOR

Enrique GUADALUPE GÓMEZ

Lima, Perú

2021



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Valencia, E. (2021). *Diseño de sostenimiento dinámico para mitigar los estallidos de rocas*. [Tesis de maestría, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Unidad de Posgrado]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

HOJA DE METADATOS COMPLEMENTARIOS

Código ORCID del autor	https://orcid.org/0000-0003-4981-995X
DNI o pasaporte del autor	07100558
Código ORCID del asesor	https://orcid.org/0000-0001-9583-8807
DNI o pasaporte del asesor	09191995
Grupo de investigación	GESTION DE RIESGOS Y YACIMIENTOS DE MINERALES
Agencia financiadora	NINGUNA
Ubicación geográfica donde se desarrolló la investigación	DISTRITO DE OYÓN, PROVINCIA DE OYÓN, REGIÓN LIMA 10° 36' 34" Latitud Sur. 76° 59' 56" Longitud Oeste
Disciplinas OCDE	https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.05.06



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS
(Universidad del Perú, DECANA DE AMÉRICA)
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA, METALÚRGICA Y GEOGRÁFICA
UNIDAD DE POSGRADO

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

SUSTENTACIÓN PÚBLICA

En la Universidad Nacional Mayor de San Marcos – Lima, a los dos días del mes de abril del año 2021, siendo las 10:00 horas, se reúnen los suscritos Miembros del Jurado Examinador de Tesis, nombrado mediante Dictamen N° 000146-2021-UPG-VDIP-FIGMMG/UNMSM del 01 de abril del 2021, con la finalidad de evaluar la sustentación virtual al amparo de la Directiva de la UNMSM aprobada con Resolución Rectoral N°01357-R-20 de la siguiente tesis:

TÍTULO

«DISEÑO DE SOSTENIMIENTO DINÁMICO PARA MITIGAR LOS ESTALLIDOS DE ROCAS»

Que, presenta el Bach. **ELVIS WILLIAM VALENCIA CHÁVEZ**, para optar el **GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER EN GEOLOGÍA CON MENCIÓN EN GEOTECNIA**.

El Secretario del Jurado Examinador de la Tesis, analiza el expediente N° 00752-FIGMMG-2015 del 26 de enero del 2015, en el marco legal y Estatutario de la Ley Universitaria, acreditando que tiene todos los documentos y cumplió con las etapas del trámite según el «Reglamento General de Estudios de Posgrado», aprobado con Resolución Rectoral N° 04790-R-18 del 08 de agosto del 2018.

Luego de la Sustentación, se procede con la calificación de la Tesis, de acuerdo al procedimiento respectivo y se registra en el acta correspondiente en conformidad al Art. 100 del precitado Reglamento, correspondiéndole al graduando la siguiente calificación:

BUENO 16

Habiendo sido aprobada la sustentación virtual de la Tesis, el Presidente recomienda a la Facultad se le otorgue el **GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER EN GEOLOGÍA CON MENCIÓN EN GEOTECNIA** al Bach. **ELVIS WILLIAM VALENCIA CHÁVEZ**.

Siendo las 11:00 horas, se dio por concluido al acto académico.



UNMSM

Firmado digitalmente por SOTO YEN
Jorge Enrique FAU 20148092282 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 06.04.2021 11:23:13 -05:00

DR. JORGE ENRIQUE SOTO YEN
Presidente

MG. VÍCTOR ABEL TOLENTINO YPARRAGUIRRE
Secretario



UNMSM

Firmado digitalmente por MORAN
YANEZ Luis Miguel FAU
20148092282 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 07.05.2021 20:03:12 -05:00

DR. LUIS MIGUEL MORÁN YAÑEZ
Miembro



UNMSM

Firmado digitalmente por
GUADALUPE GÓMEZ Enrique FAU
20148092282 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 12.04.2021 09:45:56 -05:00

MG. ENRIQUE GUADALUPE GÓMEZ
Asesor

DEDICATORIA

A mi madre María Ángela por sus consejos, mi esposa Renee por ser mi apoyo, mis hijos Olenka y Fausto por ser el motor de mi vida y mi padre Fausto que desde el cielo me guía.

AGRADECIMIENTO

Al Mg. Enrique Guadalupe, profesor de la escuela de minas de UNMSM, al Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional de Ingeniería, Rock Lab Ingenieros S.A.C. y todas las personas que ayudaron a la realización del presente trabajo.

CONTENIDO

DEDICATORIA	III
AGRADECIMIENTO	IV
CONTENIDO	V
LISTA DE FIGURAS.....	VIII
LISTA DE TABLAS	X
RESUMEN	XII
ABSTRACT.....	XIII
CAPITULO I: INTRODUCCIÓN	1
1.1 Situación problemática.....	1
1.2 Formulación del problema.....	3
1.2.1 Problema general	3
1.2.2 Problemas específicos	3
1.3 Justificación	3
1.3.1 Técnica	4
1.3.2 Seguridad.....	4
1.3.3. Económico	4
1.3.4. Social	4
1.4 Objetivos de la investigación	5
1.4.1 Objetivo general.....	5
1.4.2 Objetivos específicos.....	5
CAPITULO II: MARCO TEORICO	6
2.1 Antecedentes del problema	6
2.1.1 Mina Yauliyacu	6
2.1.2 Mina Casapalca.....	7
2.1.3 Mina Retamas.....	7
2.1.4 Mina el Porvenir.....	7
2.1.5 Mina Uchucchacua	8
2.1.6 Mina Santa María	8

2.2 Bases Teóricas.....	9
2.2.1 Teoría de Griffith.....	9
2.2.2 Prevención del estallido de rocas basado en la teoría de la estructura disipativa	10
2.2.3 Problemas de estallidos de roca en túneles de carretera	10
2.2.4 Mecánica Estructural Avanzada.....	11
2.2.5 Propagación de ondas sísmicas	11
2.2.6 Ensayos de mecánica de rocas	12
2.2.7 Determinación de parámetros elásticos en roca	13
2.2.8 Cave Mining.....	13
2.2.9 Pruebas dinámicas como sistemas de refuerzo	14
2.2.10 Medición de convergencia de excavaciones subterráneas.....	15
2.2.11 Esfuerzo y deformación.....	17
2.2.12 Diaclasas	19
2.2.13 Fallas	19
2.2.14 Propiedades dinámicas de las rocas	20
2.2.15 Estallidos de roca	21
2.2.16 Monitoreo de estallidos de roca	22
2.2.17 Diseño de sostenimiento dinámico	23
2.2.18 Determinación de probabilidad de estallido de rocas.....	28
2.2.19 Velocidad de propagación de ondas en rocas,.....	37
2.2.20 Ondas de sismicidad	38
2.2.21 Correlación entre parámetros estáticos y dinámicos en roca	39
2.2.22 Monitoreo microsísmico	41
2.2.23 Diseño de sostenimiento dinámico	42
CAPITULO III: METODOLOGIA	56
3.1 Tipo de investigación.....	56
3.2 Unidad de análisis	56
3.3 Población de estudio	56

3.4	Tamaño de muestra	56
3.5	Selección de muestra.....	56
3.6	Técnicas de recolección de datos.....	57
3.7	Análisis e interpretación de la información	57
CAPITULO IV: RESULTADOS Y DISCUSION		58
4.1	Caracterización el macizo rocoso	58
	Clasificación Geomecánica de Tajeos	62
	Identificación de las zonas de liberación de energía	64
4.2	Prueba de hipótesis.....	82
	4.2.1 Hipótesis general	82
	4.2.2 Hipótesis específicas	82
	4.2.3 Identificación de variables	82
	4.2.4 Operacionalización de variables	83
	Matriz de consistencia.....	84
4.3	Presentación de resultados.....	87
CAPITULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		90
	CONCLUSIONES.....	90
	RECOMENDACIONES.....	92
VI. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS		93

LISTA DE FIGURAS

FIGURA 1: Distribución de energía Vs Longitud de fractura	9
FIGURA 2: Rangos de energía Vs Longitud de fractura	10
FIGURA 3: Esquema de liberación de energía con proyección de Energía	15
FIGURA 4: Banco de prueba de pernos dinámicos	15
FIGURA 5: Tipos de esfuerzos	24
FIGURA 6: Curva esfuerzo vs Deformación unitaria	26
FIGURA 7: Curva esfuerzo - Deformación para material frágil y dúctil.....	27
FIGURA 8: Variación del módulo elástico en diferentes tipos de roca	27
FIGURA 9: Efecto de la deformación en diferentes tipos de roca	28
FIGURA 10: Grado de deformación de la roca con relación a la profundidad litostática.....	28
FIGURA 11: Relación de deformación con relación a esfuerzos.....	33
FIGURA 12: Criterio de Singh para la predicción del squeezing	33
FIGURA 13: Correlación de la calidad el macizo versus la carga litostática	34
FIGURA 14: Secuencia del proceso de estallidos de rocas en laboratorio	37
FIGURA 15: Comportamiento de los módulos elásticos en función de presión y temperatura	39
FIGURA 16: Variación del SFR con relación a la resistencia de la roca.....	41
FIGURA 17: Esquema de monitoreo del sistema micro sísmico	42
FIGURA 18: Rangos requeridos de energía con relación a la calidad de la roca.....	43
FIGURA 19: Daño de estallido de rocas en razón del tipo de soporte	45
FIGURA 20: Etapas de sostenimiento dinámico	46
FIGURA 21: Perno Durabar (Duraset)	51

FIGURA 22: Nivel de deformación en relación a la carga aplicada al perno durabar	51
FIGURA 23: Comparación de mitigación de energía de perno estico versus perno dinámico ante condiciones de estallidos de rocas	52
FIGURA 24: Esquema del perno dinámico yield lok (Jemmar)	52
FIGURA 25: Perno dinámico roofex (Atlas Copco)	53
FIGURA 26: Perno dinámico cone bolt (Strata Controls)	53
FIGURA 27: Distribución del soporte usando el cone bolt en terreno propenso a estallido de rocas	54
FIGURA 28: Partes del perno dynamic omega bolt (DSI)	54
FIGURA 29: Prueba de deformación del dynamic omega bolt (DSI)	55
FIGURA 30: Plano de ubicación de galerías de estudio en NV. 3710	59
FIGURA 31: Plano geológico del NV. 3710	60
FIGURA 32: Plano geomecánico del NV. 3710	61
FIGURA 33: Estimación de la probabilidad de estallido de roca según Sing H (1992)	71
FIGURA 34: Riesgo moderado a severo en estallidos de roca	72
FIGURA 35: Determinación de probabilidad de falla por estallidos de rocas	74
FIGURA 36: Normativa internacional de daño al macizo rocoso	75
FIGURA 37: Demanda de energía para sostenimiento dinámico	76
FIGURA 38: Esquema de asbsorcion de energia	78
FIGURA 39: Preparación para instalación del perno durabar	79
FIGURA 40: Colocación de barra de jale	80
FIGURA 41: Barra de jale instalada para tracción del perno durabar	80
FIGURA 42: Perno durabar instalado	81
FIGURA 43: Prueba de pull test de perno durabar	81

LISTA DE TABLAS

TABLA 1: Principales equipos usados para el monitoreo de túneles	17
TABLA 2: Análisis de esfuerzo en relación a la clasificación del macizo rocoso.....	25
TABLA 3: Mecanismos de rotura en túneles profundos	29
TABLA 4: Deformación tensional (strainburst)	30
TABLA 5: Probabilidad de riesgo por energía potencial de deformación elástica	30
TABLA 6: Probabilidad de riesgo de estallido de rocas por tensión tangencial	31
TABLA 7: Probabilidad de riesgo de estallido de rocas por fracturamiento	32
TABLA 8: Probabilidad de squeezing en relación la resistencia del macizo entre la carga litostática.....	35
TABLA 9: Correlación de convergencia en razón del grado de squeezing	36
TABLA 10: Métodos geofísicos de exploración.....	37
TABLA 11: Rangos usuales de variación de velocidad de compresión en diversos tipos de materiales	38
TABLA 12: Determinación de los parámetros de elasticidad.....	39
TABLA 13: Determinación de propiedades dinámicas en roca	40
TABLA 14: Métodos de control de estallidos de roca.....	44
TABLA 15: Demanda de carga desplazamiento en relación a energía	45
TABLA 16: Resumen de la base de datos de estallidos de roca de la ACG (Centro australiano de geomecánica)	48
TABLA 17: Clasificación modificada de la ACG	49
TABLA 18: Reagrupación modificada de la clasificación RDS (Índice empírico para evaluar severidad anticipada de daño por estallido de roca	50
TABLA 19: Clasificación geomecánica del NV. 3710 GL 6980 NE.....	62
TABLA 20: Clasificación geomecánica del NV. 3710 GL 6594-1 NE	62

TABLA 21: Clasificación geomecánica del NV. 6771 SW	63
TABLA 22: Clasificación geomecánica del NV. 3710 GL 6753-1 SW.....	63
TABLA 23: Registro de monitoreo micro sísmico	69
TABLA 24: Valores de PES (Energía potencial de deformación elástica) obtenidos por ensayos de laboratorio	70
TABLA 25: Valores obtenidos de laboratorio del estado tensional (Ts)	70
TABLA 26: Resultados de ensayos de compresión triaxial de laboratorio	73
TABLA 27: Valores de propagación de ondas obtenidos del ensayo con el equipo de velocidad de propagación de onda (pundit lab)	75
TABLA 28: Valores máximos de liberación de energía	77
TABLA 29: Prueba de pull test.....	79
TABLA 30: Matriz de operacionalización de variables	84
TABLA 31: Matriz de consistencia	85

RESUMEN

En más de 100 años de explotación subterránea, se ha profundizado la mina, haciendo aberturas cada vez más grandes por la mecanización, cambiando las condiciones naturales del macizo rocoso, creando problemas de liberación de energía conocidos como estallido de rocas.

La metodología de investigación es cuantitativo, descriptivo y explicativo. Aplicando técnicas de observación se vio la deformación de rocas, se hizo clasificación y pruebas de laboratorio de mecánica de rocas, comportamiento de las ondas sísmicas y otros, determinando las propiedades dinámicas de las rocas. Los resultados indican que la probabilidad de estallidos de roca es de débil a moderado, la resistencia de la roca intacta está en el rango de 92.5 a 163.7 MPa, el squeezing (aumento de esfuerzos) será de ligero a moderado y otros. El sostenimiento en la mayoría de minas es de tipo estático. El sostenimiento estático alcanza una deformación de hasta 16% por cada 200.0 mm de longitud con máxima absorción de energía de 3 KN/m², mientras que el sostenimiento dinámico posee una deformación mayor a 600 mm con una absorción de energía de hasta 40 KN/m², por ello, se demuestra que esta es la mejor alternativa de sostenimiento para la minería.

Palabra clave: Estallidos de roca, sostenimiento dinámico

ABSTRACT

In more than 100 years of underground mining, the mine has deepened, making larger openings by mechanization, changing the natural conditions of the rock mass, creating energy release problems known as rock bursting.

The research methodology is quantitative, descriptive and explicatory. By applying observation techniques, the deformation of rocks was seen, classification and laboratory tests of rock mechanics, behavior of seismic waves and others were made, determining the dynamic properties of the rocks. The results indicate that the probability of rock bursting is weak to moderate, the strength of the intact rock is in the range of 92.5 to 163.7 MPa, the squeezing will be light to moderate and others. The support in most mines is static. Static support reaches a deformation of up to 16% for every 200.0 mm of length with a maximum energy absorption of 3 KN / m², while dynamic support has a deformation greater than 600 mm with an energy absorption of up to 40 KN / m². for this reason, it is shown that this is the best alternative to support for mining.

Keyword: Rock Burst, Dynamic Support, Dynamic Bolt

CAPITULO I: INTRODUCCIÓN

1.1 Situación problemática

La minería peruana a lo largo de más de 100 años de explotación subterránea ha tenido que profundizar las minas y ello ha llevado a cambiar las condiciones naturales del macizo rocoso, el incremento de la producción llevada a cabo por la mina, ha requerido que las secciones y/o aberturas sean cada vez más grandes para dar paso a la mecanización minera donde puedan ingresar equipos de gran tonelaje.

Las minas peruanas se encuentran en profundidades de 300 a 1500 metros en promedio, en varias de ellas se está presentando problemas de liberación de energía conocidos como estallido de rocas (rockburst), este fenómeno natural ha llevado a que las minas implementen sistemas de monitoreo micro sísmico, para evaluar la magnitud de energía liberada y compararlas con la resistencia del macizo rocoso, en varias de ellas se han presentado accidentes fatales con pérdida de trabajadores debido a proyecciones inesperadas de roca.

Cuando la operación minera profundiza, las condiciones del macizo rocoso cambian tanto en litología como en magnitud de esfuerzo, una prueba de ello es el túnel trasandino Olmos que tuvo problemas por este fenómeno, lo que trajo como consecuencia accidentes incapacitantes permanentes de varios trabajadores y daño a los equipos, lo que generó pérdidas económicas al contratista, lo que ha llevado a que el contratista pida una retribución económica al estado peruano por la ocurrencia de este fenómeno.

Este fenómeno todavía no puede ser entendido por el minero quien lo asocia a la rutina de trabajo o respuesta propia del macizo rocoso, la profundidad no es el único parámetro que genera este problema, existen diversos parámetros que están asociados a este fenómeno, como la dureza que vuelve frágil a la roca, la silicificación que hace que sea poco deformable, presencia de altos esfuerzos producto de la carga litostática, fallas que se activan, secuencia de minado de explotación, entre otros.

La tendencia de la minería es la profundización y con ello a abrir secciones de gran tamaño, estos problemas ya se están presentando con mayor frecuencia en las minas de Chile y ellos han respondido a ello con investigación del comportamiento de la roca desde un punto de vista dinámico.

En la minería peruana esta problemática de diseño de sostenimiento dinámico todavía no ha sido desarrollado y solo se ha enfocado en el tema de diseño estático que es común en la mayoría de minas, utilizando elementos de sostenimiento adecuados para esa condición. Pero debido al reporte de varias unidades mineras sobre la ocurrencia de este fenómeno, se debería pensar en migrar al sostenimiento dinámico de acuerdo a la energía que se libera, lo que traería como consecuencia, mayor seguridad y producción.

En nuestro país no se ha desarrollado la evaluación (cuantificación) de las propiedades dinámicas de las rocas que generan estos fenómenos (rockburst), tampoco existe una reglamentación específica dada por los organismos reguladores del gobierno respecto a esta problemática.

El diseño de sostenimiento dinámico no se está realizando debido a que en nuestro país no existen laboratorios para este fin, por ello se considera el monitoreo micro sísmico en tiempo real, el cual es realizado por algunas minas para determinar las magnitudes de liberación de energía y elaborar un zoneamiento sísmico (zonas de igual magnitud), para elegir un diseño de soporte dinámico racional. Actualmente solo se realiza monitoreo de vibraciones mediante sismógrafos dirigido a perforación, voladura para determinar el daño al macizo rocoso y para el ciclo de minado.

El sostenimiento de labores mineras actualmente es realizado teniendo en cuenta las propiedades estáticas de la roca, lo cual es adecuado para esa condición. Pero cuando las labores mineras presentan altos esfuerzos se debe reevaluar el sostenimiento y determinarlo en función de la magnitud de energía liberada, debido a que se presentan muchas variables independientes, ello hace necesario evaluar otros elementos de sostenimiento dinámico que puedan absorber energía de tal forma de poder mitigar los daños de estos eventos sísmicos.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 *Problema general*

¿Cómo diseñamos el sostenimiento dinámico para mitigar los estallidos de rocas?

1.2.2 *Problemas específicos*

- a) ¿Qué características geomecánicas tendrá el macizo rocoso a estudiar?
- b) ¿Cómo identificamos las zonas con liberación de energía?
- c) ¿Cómo zonificamos dinámicamente con los parámetros de magnitud de energía el área de estudio?
- d) ¿Cómo seleccionamos y evaluamos el sostenimiento dinámico?

1.3 Justificación

En nuestro país los departamentos geomecánicos solo consideran el diseño de soporte estático, debido a la falta de un laboratorio dinámico que determine las propiedades dinámicas de la roca, el desconocimiento de estas propiedades lleva a toma de decisiones equivocadas si se presentan altos esfuerzos.

La mina Casapalca en la actualidad tiene 1400 m de profundidad y la roca es bien competente. Las iniciales ocurrencias sobre estallidos datan de la década del 70, 80 e inicios de los 90 donde se presentó un incremento en la severidad y frecuencia de la producción de estallidos. Las zonas críticas estuvieron situadas entre los niveles NV.1200, NV.1500, NV.2300 y NV.3000. Especialmente en las profundidades agrupadas a las Vetas de la M, a la P y 256P, donde se desarrolló el método de minado Shrinkage (Acumulación). A pesar de que los estallidos fueron de magnitudes bajas comparados con los que se presentan en sudáfrica en las minas de Witwatersrand (Cook et al., 1966), sin embargo, originó distintos sucesos irremediables y perjuicios a las instalaciones de la mina, motivo por el cual se inició investigaciones de mecánica de rocas para analizar su control y prevención. Actualmente el número de eventos ha disminuido tanto en severidad como en frecuencia. (Víctor Medina Tapia, 2006).

1.3.1 *Técnica*

Se justifica porque en el país no se usan los métodos dinámicos aplicados al diseño de sostenimiento, la mayoría de las minas se basan en modelos estáticos.

Hacer un diseño de soporte dinámico en labores mineras con altos esfuerzos teniendo en cuenta las propiedades dinámicas de la roca, evitaría sucesos no deseados y elevaría la producción de la mina.

1.3.2 Seguridad

En la minería peruana se han reportado estallidos de roca en varias minas produciendo pérdidas humanas, equipos y labores mineras. Desarrollar diseños de sostenimiento que involucren parámetros dinámicos de la roca y permitan determinar un elemento óptimo de soporte dinámico que este en función de la energía liberada por la roca no está desarrollada en la minería peruana.

Es necesario la implementación de nuevos estándares de sostenimiento que puedan ser usados por el ente regulador de minería en las fiscalizaciones mineras.

Se justifica también porque se debe desarrollar nuevas tecnologías con el uso de elementos de sostenimiento no tradicionales y de menor costo y prevenir eventos no deseados que atenten contra la seguridad de los trabajadores, equipos y medio ambiente.

En el Perú, no existen reglamentaciones referentes a los daños ocasionados por esta liberación de energía (rockburst), pero existe una reglamentación internacional como la alemana DIM 4150, Brasil CETESB D7.013, EEUU Federal USBM RI8507, España UNE 22-381-93, Reino Unido BSI 6472 y son mediante ellas que se enmarca el presente trabajo, pero debe reglamentarse en el país.

1.3.3. Económico

La mitigación del fenómeno de estallido de rocas (rockburst), llevará a la empresa a dar mejores condiciones laborales a sus trabajadores, incrementará su producción lo cual llevará a dar mayores aportes en impuestos al gobierno central e incrementará el valor de sus acciones de la empresa minera en el mercado bursátil.

1.3.4. Social

Los resultados de estudio pueden traer beneficios a la sociedad en general, porque los estallidos de roca causan muertes, destrucción y grandes pérdidas económicas a la empresa minera, lo cual lleva a la baja en el valor de sus acciones en la bolsa de valores, el beneficio del estudio proporcionara seguridad a los trabajadores, protección de equipos y alta productividad.

1.4 Objetivos de la investigación

1.4.1 *Objetivo general*

Diseñar el sostenimiento dinámico para mitigar los estallidos de roca.

1.4.2 *Objetivos específicos*

- a) Caracterizar el macizo rocoso.
- b) Identificar las zonas de liberación de energía.
- c) Zonificar dinámicamente por la magnitud de energía liberada.
- d) Seleccionar diseñar y evaluar el sostenimiento dinámico.

CAPITULO II: MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes del problema

Uno de los problemas de la minería subterránea cuando profundiza operaciones es la presencia de altos esfuerzos, que relacionado a diversos parámetros se genera el fenómeno de liberación de energía de altas magnitudes de forma descontrolada (Rockburst) también llamados estallidos de roca, en nuestro país tenemos antecedentes muy antiguos de la presencia de este fenómeno.

En el reporte inicial sobre del fenómeno de estallido de rocas sugiere haber surgido en la India en el campo Kolar Gold Field a fines del siglo XIX (Blake, 1972). Unos años después, este fenómeno se empezó a notar en Sudáfrica en las minas de Witwatersrand (Cook et al., 1966). Unos estados del Este europeo como Rusia igualmente afrontaron el inconveniente (Perukhov, 1990). China igualmente informo del fenómeno de estallido de rocas en el año de 1933 en la mina de carbón SL y más de 2000 estallidos de roca se han producido desde el año 1949 (Tan, 1986; Mei y Lu, 1987). En E.E.U.U., el primer estallido de roca pudo haber sucedido en 1904 en el distrito cuprífero en Michigan, en la Mina Atlantic (Bolstad, 1990). En Canadá, informaciones precisas de sucesos sindicados a este fenómeno en minas canadienses reportan, entre 1928 y 1990, cerca 4000 estallidos de rocas y 57 fatalidades (Hedley, 1992).

2.1.1 Mina Yauliyacu

Con más de 120 años de operación y con una profundidad de cercana a los 1800 metros, donde se han presentados estos problemas, esta mina se divide en cinco secciones y cada una de ellas presenta diferentes condiciones y complejidad, debido a la profundización (zona baja), el problema surgió por

sismicidad inducida durante la etapa de minado, tajos vacíos, tipos de roca, lo cual produjo relajamiento, desprendimiento y finalmente estallidos de rocas, el 24/08/2009 se presenta problemas de liberación de energía (estallidos de roca), en los NV. 1700, 1900, 2100 y 3000, las labores eran sostenidas con perno helicoidal y shotcrete el cual falla al momento del evento sísmico, hay que tener en cuenta que Mina Yauliyacu tiene un sistema de monitoreo sísmico en tiempo real el cual puede determinar la dirección y magnitud del evento sísmico según análisis geofísico, afortunadamente este evento no trajo consigo daños colaterales a los trabajadores pero si a las labores y equipos, el cual incremento el costo de sostenimiento (Percy Callupe Huaranga, 2016).

2.1.2 Mina Casapalca

Fue la primera mina que en la década del 70 presento problemas de estallidos de roca, actualmente vienen profundizando sus operaciones mineras a más de mil quinientos metros, el 07/02/2009 sufrió un evento sísmico que dejo enterrados a cinco trabajadores de la Contrata Minera Géminis S.A.C. El hecho se produjo a las 3:30 am., según el Gerente de Administración y Finanzas en el área no hubo detonación de explosivos, el hecho se produjo cuando se estaba profundizando un pique cercano a labores ya explotadas sin rellenar, es en ese momento que una liberación de energía hace colapsar el pique y quedan enterrados los trabajadores, según la información recabada de la zona de trabajo solo se realizó un estudio de caracterización y clasificación del macizo rocoso pero no se evaluó el riesgo sísmico ni se realizó modelos numéricos para evaluar la estabilidad de la excavación, se determinó que el titular minero no contaba con estudio de sismicidad inducida a pesar de tener antecedentes por este fenómeno (Osinergmin, 2013).

2.1.3 Mina Retamas

También viene profundizando su operación minera, el 27/02/2018 esta compañía reporta a Osinergmin la ocurrencia de un colapso en la Galería 10073 del NV. 2270 el cual causó lesiones a seis trabajadores, el suceso ocurre cuando una cuadrilla estaba programada para lanzar shotcrete y durante esta operación un trabajador escucha un fuerte sonido en el techo debido a una liberación de energía (estallido de rocas), trayendo como consecuencia el desprendimiento de rocas en un tramo de 14.4 metros, hecho que causó lesiones a los trabajadores de la cuadrilla, además se pudo constatar que el titular minero no contaba con estudios de sismicidad inducida (Osinergmin, 2013).

2.1.4 Mina el Porvenir

Presenta problemas de altos esfuerzos en su profundización, ello se manifiesta por el lajamiento presente, la reducción del diámetro del taladro al

momento de colocar el sostenimiento, daño al shotcrete, entre otros. Esta mina tiene instalado un sistema de monitoreo sísmico en tiempo real con geófonos uniáxial y triaxial colocados de forma permanente con el cual pueden predecir las concentraciones de energía que se generan por la secuencia de minado (Rolando Duran Barrios, 2019, p. 10).

2.1.5 Mina Uchucchacua

Entre los años 2000 al 2008 se experimentó una serie de estallidos de roca (rockburst) que causó daños personales y al proceso de minado en el sector de mina Carmen, debido a ello el año 2007 se instaló 27 geófonos uniaxiales en todo el sector, a la fecha se han registrado más de 30,100 eventos, el cual es producto de la sismicidad inducida producto de la secuencia de minado (Cubas Castro, Jemmy John, 2007, p. 14).

2.1.6 Mina Santa María

Actualmente está presentado problemas de altos esfuerzos en sus operaciones con presencia de estallido de rocas en áreas con profundidades cercanas a 1000 metros, motivo por el cual la empresa está instalado un sistema de monitoreo micro sísmico que ayude a controlar ese fenómeno causado por esfuerzos inducido por el minado y activación de fallas (Julio Escalante Álvarez, 2018, p. 5).

Además, Mina San Rafael, Mina Coricancha (Great Panther Mining), debido a su profundización están presentando problemas de estallidos de roca.

Entonces podemos resumir que son más de ocho unidades mineras con problemas de estallido de rocas, según sigan profundizando sus operaciones las demás unidades mineras el problema se volverá más álgido. Para ello se requiere implementar estudios que determinen la probabilidad de la ocurrencia de estallido de rocas para determinar el uso del sostenimiento dinámico. Asimismo, se deberá realizar ensayos de mecánica de rocas servo controlados para conocer las propiedades dinámicas de la roca.

2.2 Bases Teóricas

2.2.1 Teoría de Griffith

La ecuación de Griffith (A.A. Griffith, 1920) describe la relación entre la tensión nominal aplicada y la longitud de la grieta en la fractura, es decir, cuando se

vuelve energéticamente favorable para que crezca una grieta. Griffith estaba preocupado por la energía de la fractura, y consideró los cambios de energía asociados con la extensión incremental de grietas.

Para un cuerpo frágil cargado que experimenta una extensión de grieta incremental, los únicos contribuyentes a los cambios de energía son la energía de las nuevas superficies de fractura (dos superficies por punta de grieta) y el cambio en la energía potencial en el cuerpo. El término de energía superficial (S) representa la energía absorbida en el crecimiento de la grieta, mientras que la energía de deformación almacenada (U) se libera a medida que la grieta se extiende (debido a la descarga de regiones adyacentes a las nuevas superficies de fractura). La energía superficial tiene un valor constante por unidad de área (o unidad de longitud para una unidad de grosor del cuerpo) y, por lo tanto, es una función lineal de (longitud de grieta), mientras que la energía de imperfección acumulada liberada en el crecimiento de la grieta es función de (longitud de grieta) y por lo tanto es parabólico. Según se indica en la figura 1.

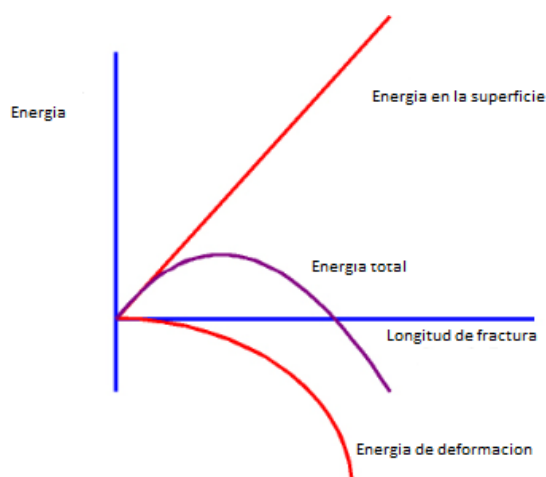


Figura 1. Distribución de energía Vs longitud de fractura.

Fuente: Introducción a la mecánica de fractura y tolerancia al daño (Griffith 1920).

El siguiente paso en el desarrollo del argumento de Griffith fue la consideración de las tasas de cambio de energía con extensión de grietas, porque la condición crítica corresponde al punto máximo en la curva de energía total, es decir, $dw / da = 0$, donde a = longitud de la grieta, w = energía para crear la grieta. Para longitudes de grietas mayores que este valor (bajo un esfuerzo aplicado dado), el cuerpo pasará a un estado de energía más bajo, lo cual es favorable, y por lo tanto se produce una fractura rápida. $dw / da = 0$ ocurre cuando $dS / da = dU / da$. El siguiente bosquejo muestra estas tasas de energía, o diferenciales con respecto de a , según la figura 2.

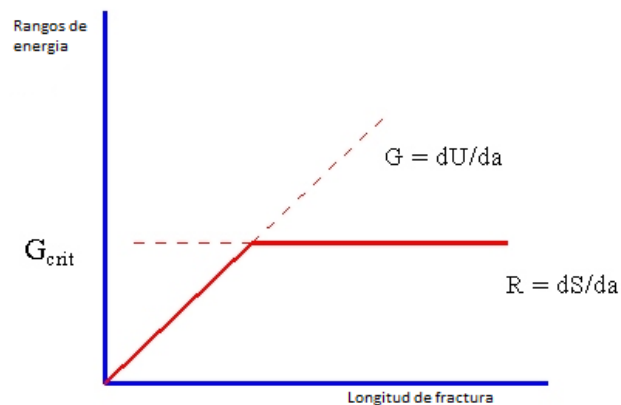


Figura 2. Rangos de energía Vs longitud de fractura.

Fuente: Introducción a la mecánica de fractura y tolerancia al daño (Griffith 1920).

2.2.2 Prevención del estallido de rocas basado en la teoría de la estructura disipativa

Los eventos dinámicos de rocas de minas de carbón a grandes profundidades son graves. Con el fin de explorar nuevas ideas para la prevención del estallido de rocas, se estudió la relación entre las ecuaciones de entropía y la estructura disipativa, y se propuso un concepto de sistema de actividad de estallido de rocas (RAS) y se analizó su entropía. Las características energéticas de RAS se analizaron, y se estableció inicialmente la relación entre la intensidad de radiación electromagnética (EMR) E y la energía disipada. Nosotros sugerimos que la explosión de roca normalmente ocurre solo cuando d_iS (disipativa) \ll $-d_eS$ (entropía) en RAS; RAS es la estructura disipativa antes del colapso (Llya Prigogine, 1977), y después de lo cual se convierte en un nuevo orden estructural, es decir, un inerte, una estructura estáticamente ordenada. Nosotros avanzamos que la forma efectiva de prevenir el estallido de rocas consiste en introducir entropía en el sistema, ya que lo mantiene alejado de la estructura disipativa. E y U_d de RAS están positivamente relacionados, lo que se utiliza como un puente entre la teoría de la estructura disipativa y aplicaciones de ingeniería de prevención de estallido de rocas. Basado en esto, y usando los datos de prevención de estallido de rocas para la cara de trabajo No. 250205up de la mina de carbón Yanbei (Liaoning, China), se realizó una verificación de ingeniería para la estructura disipativa de RAS, que mostró buenos resultados.

2.2.3 Problemas de estallidos de roca en túneles de carretera

(Barton, Nick, et al., 1996) Diseño de soporte de túnel. A pesar del éxito del Nuevo Método de Túnel Austriaco (NATM) en muchos túneles de suelo débiles, un concepto más nuevo, el Método Noruego de Túneles (NMT) se

introdujo para túneles de perforación y voladura en rocas fracturadas que tienden a romperse. El método usó el refuerzo temporal apropiado, como el empernado de roca y el hormigón proyectado de fibra y el sistema de soporte basado en el diseño de soporte permanente basado en Q (Barton, Nick, et al., 1996). Se propuso una combinación de principios NMT y NATM que aplican el sistema de diseño de soporte basado en Q para un túnel principal en roca parcialmente blanda y dura.

2.2.4 Mecánica Estructural Avanzada

La mecánica estructural elemental se ocupa principalmente del comportamiento de elementos lineales, como barras o vigas, y con ensamblajes de estos elementos en la forma de las estructuras esqueléticas. Los elementos lineales se caracterizan por tener dimensiones de la sección transversal que son de un orden diferente a la longitud del elemento. El análisis estructural de elementos lineales se simplifica por varias propiedades, la más pertinente de las cuales es que la forma deformada del elemento a menudo puede describirse completamente por la forma desplazada de su longitud eje. Esto es así si se puede suponer que la deformación de la sección transversal tiene una relación geométrica simple con la deformación del eje. Un ejemplo de tal relación es la hipótesis de unidades rectas de la teoría de flexión simple en qué secciones normales al eje se supone que permanecen normales en la posición deformada, en estas circunstancias, el desplazamiento del elemento puede expresarse en términos de una variable de posición independiente, distancia a lo largo del eje, y la ecuación diferencial resultante para el desplazamiento será de la forma ordinaria, como en el caso de la flexión de la viga. (Andrew Pytel, Ferdinand L. Singer., 2008)

2.2.5 Propagación de ondas sísmicas

La técnica de migración es un significativo instrumento en el procesamiento de informaciones sísmicas de reflexión, porque permite alcanzar imágenes del subsuelo inmejorables. El estudio habitual de las zonas sísmicas indica que los puntos de reflexión, que tienen lugar entre estructuras geológicas con distintas propiedades elásticas, están al medio de cada par fuente-receptor, lo cual no es precisamente cierto. En esta investigación, mediante ensayo numérico, se analiza la técnica de migración establecida en la ecuación de onda escalar, para arreglar la posición de los puntos de reflexión y obtener su correcta ubicación. Primeramente, se aparentan zonas sísmicas acopiadas advertidas en la superficie, luego se usa la migración en tiempo contrapuesto para tener una posición corregida de los retores y obtener imágenes de una configuración geológica elegida a priori. Se estudia la estabilidad para la discretización espacial y temporal y asimismo las situaciones de frontera simuladas para simbolizar límites computacionales no reactantes y modelar el terreno como un dominio espacial semi infinito.

Saber la configuración geológica subsuperficial es un atrayente reto para la ciencias aplicadas y puras. Es un campo de análisis que se apoya en la física experimental y teórica, como también en métodos matemáticos analíticos y refinados acercamientos numéricos. Las técnicas destinadas a modelar estructuras geológicas del subsuelo son analizadas por la geofísica. Entre los propósitos de la geofísica se halla la indagación de materiales o minerales que avivan interés económico o científico. La parte de la geofísica que estudia esto, se le conoce como prospección geofísica y sus métodos se clasifican en grandes cuatro grupos según las nociones físicas que aplican, a saber: gravimetría, magnetometría, geo eléctrica y sísmica. Un método más usado es la prospección sísmica. Especialmente para estudios de poca profundidad (algunos kilómetros.) se favorece la sísmica de reflexión, dado que brinda una excelente resolución y por lo tanto permite alcanzar modelos del subsuelo puntuales. Una de sus mayores desventajas, radica en que sus virtudes sobre otros métodos se convierten en un incremento sensible de costos, lo cual es una dificultad para el estudio. Asimismo, el procesamiento de los datos demanda un gran esfuerzo computacional, inclusive ha sido ineludible esperar nuevas generaciones tecnológicas para hacer factibles algunos métodos numéricos encaminados a modelar el subsuelo. (Héctor Álzate López, 2006)

2.2.6 Ensayos de mecánica de rocas

El conocimiento de las propiedades de la roca es de suma importancia, porque podemos inducir el comportamiento mecánico de ella respecto a la acción del minado (construcción de una excavación subterránea), para ello se requiere conocimientos previos de física, geología y resistencia de materiales. Hay que tener en cuenta que la roca es anisotrópica y su propiedad mecánica estará en función de su génesis, dado que un valor obtenido en un punto no necesariamente tendrá el mismo valor en otro punto, o mejor dicho no podría haber similitud de valores, por esta razón el área de geomecánica determina dominios estructurales donde esa correlación puede ser considerada, los ensayos de mecánica de rocas determinan las propiedades física y mecánicas de la roca, las normas ASTM (American Society Test Material), determinan las características técnicas de los equipos (ASTM C39) y procedimiento del ensayo (ASTM D7012), y la interpretación de resultados se basa en las sugerencias que determina la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas e Ingeniería de Rocas (ISRM) en relación a la rotura de la probeta de roca (The Complete ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring. 1974-2006). Los ensayos realizados en el laboratorio de mecánica son utilizados por las especialidades de ingeniería civil, minas y petróleo. El objetivo principal de los ensayos de mecánica de rocas es determinar las características físicas y mecánicas de la roca como: propiedades físicas, resistencia a la compresión uniáxial no confinada, índice de carga puntual, resistencia a la tracción indirecta, módulos elásticos, compresión triaxial, corte directo en discontinuidad simulada o natural,

velocidad de propagación de ondas, durabilidad de la roca, permeabilidad, entre otros. (Pedro Ramírez Oyanguren – Leandro Alejano Monge, 2004)

2.2.7 Determinación de parámetros elásticos en roca

La determinación de módulos elásticos por medio de medidas de velocidad sísmica de propagación en laboratorio e in situ es un método sencillo en base a su carácter no destructivo y a la facilidad con la que se obtienen los resultados. (Álvarez Manilla A A., 2003). El conocimiento de los módulos elásticos de los materiales rocosos es esencial para abordar una caracterización de los macizos rocosos, es decir su estado de alteración y fracturación, en base a las velocidades de propagación sísmica en los diferentes macizos (Peter J. Smith, 1975). Instrumentos de recolección: Se determinará en función de la litología de la roca, la cual se divide en el tipo de formación geológica y su alteración respectiva, lo cual la divide en grano fino y grano grueso. El enlace entre la deformación unitaria y el esfuerzo es rectilíneo en una barra en compresión simple o tensión y se formula con la ecuación $\sigma = E\varepsilon$. En el cual σ es el esfuerzo axial, ε es la deformación unitaria axial y E es una invariable de proporción denominada modulo elástico, módulo de elasticidad. La ecuación $\sigma = E\varepsilon$. se suele nombrar ley de Hooke (Robert Hooke, 1635-1703), quien fue el originario en indagar de manera científica las características elásticas de los materiales. Para deducir constantes elásticas de un material, Coeficiente de Poisson (ν) y Módulo de elasticidad (E) es preciso saber la densidad (ρ), la velocidad transversal (C_s), la velocidad de propagación, longitudinal (C_p). Para esto se efectúa un ensayo de ultrasonido. El equipo por usar es de marca OLYMPUS de la serie EPOCH 1000i. Los efectos conseguidos para el Módulo de Elasticidad se cotejan con las medidas logradas a través de ensayo de tracción elaborado con máquina de ensayos Zwick / Roell Modelo BT1-FB100TN. (Pere Prat, 2006)

2.2.8 Cave Mining

La clasificación geomecánica de Laubscher (74), es un sistema que fue introducido como un complemento al RMR de Bieniawski (74), que determina la calidad a la masa rocosa, la cual es necesaria para el diseño de excavaciones subterráneas. La clasificación de Bieniawski (74), llamado RMR define el entorno geológico, y el ajuste de estas calificaciones de roca el MRMR de Laubscher consideran el efecto de la operación minera en la masa rocosa. La calidad, detalle del entorno minero, la forma en que esto afecta a la masa rocosa y la interpretación geológica se utilizan para definir la capacidad de excavación, ángulos de hundimiento, zonas de falla, fragmentación, secuencia de minado y diseño de soporte. Lo cual permite determinar las máximas aberturas de una excavación en relación a sus propiedades mecánicas y aprovechar ello para obtener un minado masivo,

producto del hundimiento con presencia de deformación, lo cual podría generar estallidos de roca. (D. H. Laubscher, 1994), en diversas minas de Sudáfrica se realizó estudios para obtener mayor producción a menor costo, teniendo el conocimiento de las características geomecánicas de la roca encajonante y poder determinar el límite máximo de resistencia de la masa rocosa para la determinar el método de minado más racional.

2.2.9 Pruebas dinámicas como sistemas de refuerzo

Un grupo de estudio del Western Australian School de Minas desarrollo un diseño de pruebas dinámicas de soporte en 2002. (Departamento de minas de la Universidad de Western de Australia). La facilidad del diseño se cuantifico en la relación fuerza desplazamiento con un doble anclaje simulando la transferencia de carga in - situ al sistema de refuerzo. La idea era dejar caer un peso muerto desde una altura determinada y ver cuál sería la respuesta del elemento de sostenimiento ante la carga dinámica generada por la energía potencial durante la caída del peso muerto. Ello tenía una relación en función de la ocurrencia de una liberación de energía al momento de producirse un estallido de roca, según la figura 3.

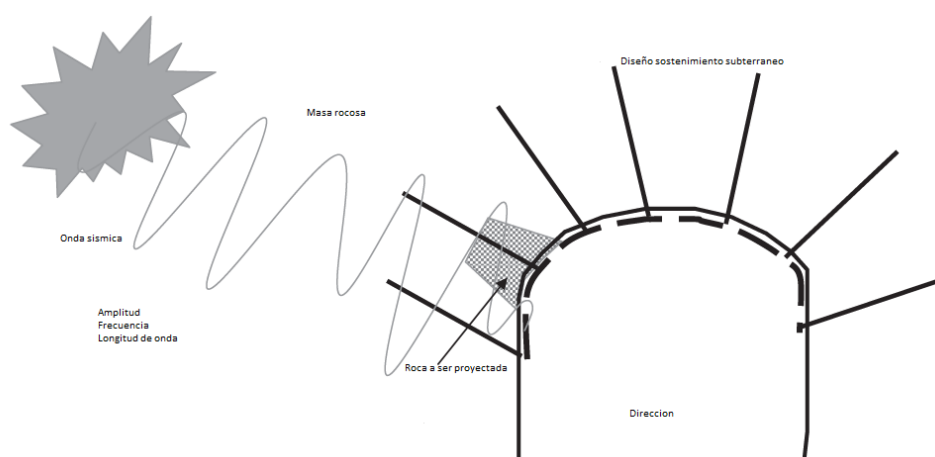


Figura 3. Esquema de liberación de energía con proyección de energía.

Fuente: Rockburst support (Min Cai and Peter K Kaiser, 2018).

En base al esquema anterior se fabricó una prensa que pudiera simular la liberación de energía a partir de la energía potencial, en la cual se deja caer una carga desde una altura determinada para simular una liberación de energía y poder determinar la elasticidad del elemento de sostenimiento. (CANMET Materials Technical Capabilities - Canadá). Según la figura 4. (M. Cai, 2019).

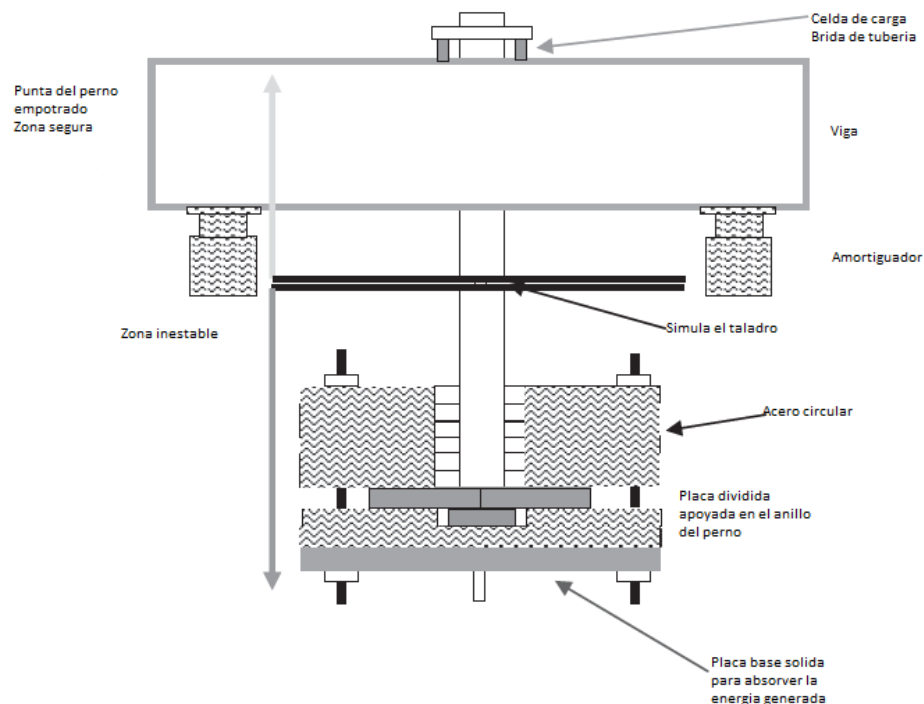


Figura 4. Banco de prueba de pernos dinámicos.

Fuente: Rock bolts testing under dynamic conditions (CANMET-MMSL, 2019).

2.2.10 Medición de convergencia de excavaciones subterráneas

Durante las etapas de construcción de túneles, la sección tiende a sufrir deformación (convergencia) después de un lapso de tiempo. Si la convergencia es excesiva, esto supone un riesgo elevado en la estabilidad del túnel. (Hoek & Brown, 1980). Actualmente para verificar la inexistencia de problemas de convergencia se emplean dos métodos manuales, ambos sistemas requieren el uso de personal y equipos que encarecen el trabajo y las mediciones se realizan de acuerdo al grado de deformación que se presente en el túnel. El primero es la cinta extensométrica con precisión de medición de 0.05 milímetros, el cual deberá instalarse en forma de triángulo equilátero y se registra la deformación de los lados con un sensor digital en periodos de tiempo según la magnitud de deformación. (Mina Marsa, 2020). El segundo es mediante el uso del perno que mide la deformación llamado roofex (Atlas Copco), el cual es instalado en la roca con resina o cemento, el mismo tiene una varilla deslizante de colores dentro del perno que sale cuando se presenta deformación. (Mina Casapalca, 2009). Además, el entorno de trabajo en un túnel en construcción es bastante hostil (oscuridad, polvo, tráfico pesado, superficies irregulares, etc.) lo que añade una dificultad añadida. La instrumentación (instalación de equipos) y el monitoreo (control de deformación), son parámetros muy importantes para preservar la seguridad y la estabilidad de obras subterráneas, es mas en caso de ser túneles construidos a poca profundidad de superficie se puede tener problemas de

subsistencia y ello puede afectar los alrededores en la superficie. (Mina El Brocal, 2019). La tabla 1 muestra los diversos equipos usados para medir convergencias.

Función	Aparato o equipo	Utilización
Medida de desplazamientos	Hitos de nivelación	Asientos terreno
	Regletas o clavos	Asientos en estructuras
	Dianas, prismas, etc.	Control topográfico
	Cinta de convergencia	Desplazamientos entre puntos a distancia métrica
	Electroniveles	Registro continuo de asientos
	Inclinómetros	Desplazamientos o flechas
	Extensómetros	Desplazamientos o asientos relativos entre puntos
	Fisurómetros o "crack meters", micrómetros, comparadores, transductores de lectura manual o de registro automático, etc.	Medida de apertura de grietas, movimientos entre partes de una estructura, etc.
	TnVec	Extensómetro múltiple
	Clínómetros	Inclinación de edificios
Medida de deformaciones	Extensímetros o strain-gauges	Medida de deformaciones en elementos estructurales
	Fibra óptica	Id.
Medida de fuerzas o tensiones	Células de presión total	
	Células de carga en anclajes	
	Células de presión intersticial	
	Células tipo Osterberg	
Medida de presión intersticial	Piezómetros de tubo abierto o de Casagrande	
	Piezómetros de cuerda vibrante	
	Manómetros	

Tabla1. Principales equipos usados para el monitoreo de túneles.

Fuente: Rodríguez J. M. (2008).

2.2.11 Esfuerzo y deformación

Se denomina esfuerzo a la cantidad de fuerza que actúa sobre una unidad de roca para causar deformación. (Hoek & Brown, 1980). Los esfuerzos tectónicos principalmente logran ser de 3 maneras. (Hans Niemeyer Rubilar, 1999) (solo causan deformación y no cambios en la estructura interna):

- a) Compresión: causado por fuerzas que operan concurrentemente en una dirección misma. Como resultado se origina una deformación longitudinal de la roca.
- b) Tracción (estiramiento, tensión): causada por fuerzas opuestas que operan en un mismo sentido. Como resultado se origina un estiramiento de la roca.
- c) Cizallamiento: ocasionado por fuerzas semejantes que proceden en sentidos contrarios. Como resultado ocasiona el cizalle o corte de la roca.

Tipos de deformación

Se menciona que un cuerpo es elástico cuando la relación entre la deformación y esfuerzo es directamente proporcional, y el cuerpo logra recobrar su estado inicial al terminar el esfuerzo deformante. Cuando esta relación no es proporcional se origina una deformación plástica y, así se quite el esfuerzo, el cuerpo permanecerá con esta deformación generada. En la experiencia las rocas muestran una conducta intermedia, deformándose originalmente de una forma elástica, hasta lograr el límite elástico; desde este punto se realiza la deformación plástica. La conducta plástica asimismo tiene un fin, logrado el cual se origina la fractura. Las deformaciones elásticas, al no causar deformaciones permanentes, no forman aspectos tectónicos. Éstas son causadas por el componente de la rotura o de la deformación plástica. Por esto en geología las estructuras tectónicas se creen fruto de una deformación continua o dúctil o de una deformación discontinua o frágil. (Hoek & Brown, 1980).

Factores de la deformación

Permanencia del esfuerzo. Los materiales que se comportan elásticamente ante a un esfuerzo, luego de haber pasado el límite elástico presentan deformaciones plásticas hasta llegar a la rotura, si este esfuerzo interviene en un largo periodo de tiempo. Prácticamente se ha logrado evidenciar que las rocas actúan más plásticamente bajo una influencia de aislamiento alto. El clima igualmente hace cambiar la conducta de las rocas ante los esfuerzos, si bien el efecto es distinto en cada tipo de roca. El agua incrementa la plasticidad de las rocas. Si la influencia de fluidos es muy alta, la roca se torna más débil. La presencia de planos de esquistosidad o estratificación hace cambiar la conducta de las rocas pendiendo de la orientación del esfuerzo en relación con los planos. En el mismo contexto, los diferentes tipos de rocas actúan de manera distinta. Los materiales que ante esfuerzos progresivos se quiebran, sufriendo apenas imperfección plástica, se menciona que son débiles (dúctil) o competentes (frágil); si tienen una deformación extensa antes de quebrarse, se menciona que son flexibles, competentes o plásticos. (Nerio Robles Espinoza, 1994).

2.2.12 Diaclasas

Son zonas de rotura o planos en los cuales no concurren desplazamientos significativos entre los 2 bloques. Simbolizan la deformación frágil o intermitente a una escala de análisis minuciosa, según su origen pueden ser:

- Diaclasas de retracción, ocasionadas por la pérdida de volumen durante el refrescamiento de un magma en lo interno de una infiltración de lava.
- Diaclasas ocasionadas por la descompresión que perciben las rocas a medida que se acercan a la superficie a causa de la erosión de las rocas suprayacentes. (Donal M. Rasgan, 2009).

2.2.13 Fallas

Es un área recta en la que las 2 secciones adyacentes se han desplazado paralelo a la propia. Estas se originan en todos los contextos tectónicos: compresión, extensión o en áreas de cizalla. El plano de falla es el área o banda de imperfección frágil-dúctil o frágil que aparta.

Las 2 secciones adyacentes. Las secciones apartadas por el plano de falla se nombran labios de falla. Cuando uno queda por debajo respecto al otro, se menciona de labio hundido y labio elevado. Si el plano de falla muestra cierto declive, se puede diferenciar un labio de techo o bloque y un labio de muro o bloque, que se colocan bajo y sobre el plano de falla correspondientemente. El deslizamiento relativo causado entre ambos labios de falla es el salto de falla. Cuando, como resultado de la falla, queda en el área un saliente, éste se conoce como escarpe de falla. y Repetidamente se hallan sobre el plano de falla surcos debidos a la fricción originada entre las dos secciones en el movimiento. Estos surcos de falla nos indican la orientación del movimiento causado. Cuando, como resultado de la fricción, llegan a provocarse recristalizaciones y precipitaciones de minerales como cuarzo o calcita, se forma un área llana que se conoce como espejo de falla. (Donal M. Ragan, 2009).

Tipos de Falla

La clasificación de las fallas se fundamenta especialmente en los desplazamientos relativos causados entre los bloques de falla: En las fallas normales el movimiento es de alejamiento (fallas distensivas) y muestran movimiento vertical, con hundimiento del bloque de techo. En las fallas inversas el desplazamiento es de aproximación (fallas compresivas) y el bloque hundido piso del techo. El bloque de techo monta sobre el labio hundido. Las fallas en dirección o de desgarre, muestran un movimiento lateral opuesto, que pueden ser derecho o izquierdo, según el movimiento de cualquier línea de referencia común a uno y otro bloque. De la

combinación de estos cuatro tipos puros de desplazamiento brotan otros cuatro tipos de fallas mixtas en las que interceden dos de los desplazamientos anteriores: inversa izquierda, normal izquierda, inversa derecha y normal derecha. Cabalgamiento es una expresión utilizada para destinar fallas inversas muy tendidas o con poco desnivel. Ciertos autores consideran los 30° como límite para diferenciar ambos accidentes. Continuamente el bloque cabalgante aparece plegado. En las fallas rotacionales o “en tijera” los bloques rotan relación a un eje, por lo que el mismo bloque estará alzado en una zona y hundido en la otra. Asiduamente surgen series de fallas normales escalonadas conformando zonas elevadas (macizos tectónicos o horsts) y áreas hundidas (fosas tectónicas o grabens). Los rifts que surgen en las dorsales oceánicas son fosas tectónicas de magnas extensiones. (Donal M. Ragan, 2009).

2.2.14 Propiedades dinámicas de las rocas

La fragilidad es la cualidad de los materiales y objetos de disipar su estado inicial con mucha facilidad. Si bien técnicamente la fragilidad se precisa más adecuadamente como la capacidad de un material de romperse con poca deformación. Al contrario, los materiales tenaces o dúctiles se rompen tras soportar grandes deformaciones. La fragilidad es lo inverso de la tenacidad y tiene la singularidad de atraer relativamente escasa energía, en contraste de la rotura dúctil. (Javier Lillo & Roberto Oyarzun, 2013). La dinámica es la parte de la física que refiere el progreso en el tiempo de un sistema físico en relación con las causas que inducen los cambios de estado de movimiento y/o estado físico. La meta de la dinámica es representar los factores capaces de originar modificaciones de un sistema físico, cuantificarlos y plantear ecuaciones de evolución o ecuaciones de movimiento para mencionado sistema de operación. (Gustavo Mauricio Bastien Montoya, 2008). El estudio de la dinámica es sobresaliente en los sistemas mecánicos (cuánticos, clásicos o relativistas), pero también en la electrodinámica y termodinámica. En mecánica clásica y mecánica relativista, por medio de los conocimientos de desplazamiento, aceleración y velocidad es posible señalar los movimientos de un cuerpo u objeto sin tomar en cuenta cómo fue producido, a esto se le llama cinemática. Al contrario, parte de la mecánica es la dinámica que se enfoca en el análisis del movimiento de los cuerpos dominados a la acción de las fuerzas. La dinámica en sistemas cuánticos demanda un bosquejo distinto debido a los alcances del principio de incertidumbre. El cálculo dinámico se establece en el diseño de ecuaciones del movimiento y su integración. Para problemas considerablemente fáciles se utilizan las ecuaciones de la mecánica newtoniana derechamente auxiliados de las leyes de conservación. En mecánica relativista y clásica, la ecuación esencial de la dinámica es la segunda ley de Newton. Dinámica de una partícula: La dinámica del punto material es un fragmento de la mecánica newtoniana en

la que los sistemas se examinan como sistemas de partículas puntuales y que se despliegan fuerzas instantáneas a distancia. En la teoría de la relatividad no es posible tratar un conjunto de partículas cargadas en mutua interacción, utilizando puramente las perspectivas de las partículas en cada momento, ya que en dicho marco se cree que las acciones a distancia quebrantan la causalidad física. En ese contexto la fuerza sobre una partícula, debida a las otras, depende de las posiciones pasadas de la misma.

Dinámica del sólido rígido: La mecánica de un sólido rígido es aquella que analiza el movimiento y equilibrio de sólidos materiales no teniendo en cuenta sus deformaciones. Se trata, de un modelo matemático útil para investigar una parte de la mecánica de sólidos, ya que todos los sólidos reales son deformables. Se comprende por sólido rígido un grupo de puntos del espacio que se mueven de tal manera que no se perturban las distancias entre ellos, sea cual sea la fuerza actuante (matemáticamente, el movimiento de un sólido rígido viene dado por un grupo uniparamétrico de isometrías).

Dinámica de medios continuos y teoría de campos: En física existen otras entidades como los medios continuos (fluidos y sólidos deformables) o los campos (gravitatorio, electro magnético, etc.) que no logran ser definidos mediante un número definido de coordenadas que determinen el estado del sistema. En general, se requiere de funciones establecidas sobre un dominio cuatridimensional o región. El tratamiento de la mecánica clásica (Fernando O. Minotti, 2004) y la mecánica relativista de los medios continuos (Marion, Jerry B., 1984) solicita el uso de ecuaciones diferenciales en derivadas parciales, lo cual ocasiona problemas analíticos mucho más notables que lo ubicados en los sistemas con un número finito de coordenadas o grados de libertad (que continuamente pueden ser frecuentadas como sistemas de ecuaciones diferenciales ordinarias). Las características mecánicas procedentes de una prueba de la muestra de roca en laboratorio, así como la medición de las imperfecciones por un esfuerzo empleado, son constantes elásticas estáticas. Los módulos elásticos dinámicos se provienen de la medición de las velocidades de ondas elásticas del material. El análisis de registros sísmicos y de las formas de ondas suministra el medio para lograr mediciones perpetuas de las velocidades de corte y compresión. Esta información, junto con una medición de la densidad total, admiten la medición y el cálculo in situ de las propiedades mecánicas de la roca. Las relaciones entre coeficientes elásticos, en cláusulas de las velocidades de ondas elásticas (o tiempos de tránsito) y densidad total. (Guillermo Aragón Quispe, 2015)

2.2.15 Estallidos de roca

Es un desprendimiento violento y súbito de magnos bloques de roca como resultado de liberación de amplias magnitudes de energía desplegadas en el entorno de una excavación, ordinariamente sucede a enormes

profundidades. (Peter K. Kaiser, 1999). La expresión estallidos de roca ha sido utilizado de una forma general para representar la falla de la roca, variando en magnitud desde la expulsión de pequeños trozos de roca de la superficie de paredes o pilares de las excavaciones mineras hasta el colapso repentino de grandes áreas que pueden afectar varios cientos de metros medidos a lo largo del rumbo de las vetas, como el sucedido el 27 de noviembre de 1962 en Glen Oreshoot (Kolar-India).

Tipos de estallidos de roca

Los estallidos de rocas ocurren cuando los esfuerzos acumulados fracturan la roca intacta, básicamente, existen dos categorías de estallidos de rocas (Cavieses Rojas Patricio, 1990):

- **Tipo 1**, aquellos que están indirectamente asociados con la actividad minera y que se centran en un área más amplia alrededor de la mina, pero con magnitudes potencialmente más altas, los eventos de este tipo ocurren donde el equilibrio estable de fallas antiguas ha sido perturbado debido a las actividades mineras (ciclo de minado), causando reactivación a lo largo de la superficie de la falla preexistente, o discontinuidad geológica, la cual resulta en pequeños deslizamientos de hasta 0.4 m (Ortlepp, 1992). Este tipo de sismicidad puede incluir eventos con magnitud altas de hasta $ML = 3$. (magnitud local), y pueden ocurrir ya sea cerca o a cierta distancia de la pared de la mina. Este tipo de sismicidad es de carácter regional ya que responde a cambios en los esfuerzos en una escala que cubre toda la mina; sin embargo, es causada por operaciones mineras dentro de un distrito minero.
- **Tipo 2**, aquellos que están directamente asociados con la actividad minera y cuyas magnitudes son bajas a medias, la sismicidad de este tipo ocurre en minas profundas, donde los estallidos de rocas ocurren como resultado de grandes esfuerzos inducidos por la minería. Este tipo de sismicidad resulta de la formación y propagación repentina de fracturas de cizallamiento con desplazamientos de hasta 0.1 m. Este tipo de eventos son generalmente de magnitudes bajas a medias $ML = 1.1$. (magnitud local), y su frecuencia está en función de la actividad minera, medida por la velocidad de la excavación. Estudios demuestran que este tipo de eventos sísmicos generalmente ocurren a menos de 100 m de la pared de la mina (Joughin, Jager, 1983).

2.2.16 Monitoreo de estallidos de roca

Usualmente, los estallidos de rocas son cuidadosamente monitoreados por equipos geofísicos especiales instalados en las minas, con la finalidad de garantizar la seguridad de los trabajadores que laboran por debajo de la

superficie. Estos equipos son instalados en el subsuelo y en lugares seleccionados en la superficie. Los datos adquiridos en tiempo real son analizados desde un punto de vista sismológico. Los resultados, en general, indican que cada mina posee sus propias características y especificaciones, generando un tipo en particular de vibraciones (movimientos del terreno), dependiendo del tipo de mineralización, tecnología y la geología local. Estas diferencias locales son usualmente mucho más pronunciadas comparados con la sismicidad regional asociada a procesos tectónicos regionales. (Diego Romero Castro, 2012).

Redes de monitoreo sísmicos pueden, localizar eventos sísmicos, además pueden ser usados para coordinación de operaciones de rescate en caso de rockburst , permiten la identificación de estructuras sísmicamente activas, muestran como las condiciones están cambiando con el tiempo, efecto de la razón de extracción en la sismicidad, entregan una eficacia en estrategias de control del rockburst adoptado por la mina, entregan estimaciones cuantitativas en la magnitud y momento de los eventos sísmicos. (Vicente Javier Ortega Contreras, 2014).

La energía elástica libre viaja en forma de ondas P y S a las velocidades que el medio rocoso establezca, y en la medida que exista una unidad de adquisición de datos, un sistema de sensores de movimiento, y programas de procesamiento, esta energía puede ser descubierta, procesada y registrada. Con esta información es posible establecer la magnitud e hipocentro del evento sísmico; a medida que múltiples localizaciones son determinadas se puede evaluar la geometría asociada con la fractura hidráulica monitoreada y su alcance, otros sistemas de monitoreo e Instrumentación: Inspecciones de campo (100%); mediciones de desplazamiento local (82%); monitoreo sísmico (64%); reflectometría en el tiempo (64%); medidas convergentes (36%), y observaciones de sondajes (36%).

2.2.17 Diseño de sostenimiento dinámico

El sostenimiento dinámico deberá considerar las características mecánicas del macizo rocoso ante condiciones de altos esfuerzos, dado que la respuesta de la roca es diferente ante un evento estático debido a que en esa condición la carga es constante y que está regido por el debilitamiento estructuralmente controlado, en el caso de eventos dinámicos la deformación del macizo rocoso es súbita debido a la liberación de grandes magnitudes de energía que tratan de salir del medio en el que se encuentran o buscan la debilidad por ello se requiere elementos de sostenimiento que tengan propiedades de alta deformación, hay que tener en cuenta que el estallido de rocas es un evento súbito de liberación de energía, que se presenta generalmente cuando confluyen las siguientes características, fragilidad de la roca, carga litostática,

presencia de fallas, secuencia de minado, entre los más importantes. (Min Cai & Peter K. Kaiser, 2018).

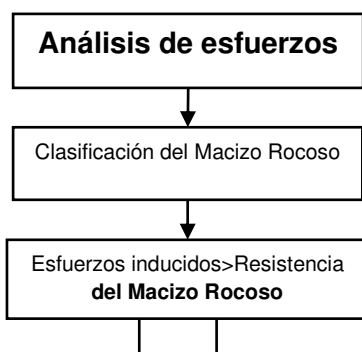
En la naturaleza se pueden encontrar tres tipos de roca que son ígnea, sedimentaria y metamórfica, las cuales tienen diferentes comportamientos físico y mecánico.

La roca ígnea es generada por el enfriamiento del magma que procede del interior de la tierra, normalmente puede ser intrusivas y/o extrusivas, lo cual se determinará por el tamaño de grano, las cuales se pueden dividir en: Plutónica, se originan bajo la superficie terrestre y están sometidos a grandes presiones. Volcánica, se origina cuando el magma llega a la superficie y se enfrían a bajas temperaturas y presiones y normalmente son de grano fino (afanítico).

La roca sedimentaria se forma por la acumulación y diagénesis de materiales que fueron transportados y sedimentados en un determinado lugar y que están en función de los siguientes procesos: meteorización física y química, transporte, erosión, sedimentación, preservación, litificación, actividad biológica y precipitación química.

La roca metamórfica se forma a partir de rocas preexistentes como resultado de alta presión y temperatura, este reajuste produce cambios en su composición química y minerales, la etapa metamórfica se efectúa en estado sólido, ósea, la metamorfosis se provoca sin que la roca alcance a derretirse, la mayoría presenta un hundimiento general de sus minerales que hace que surjan encaminados de manera llana dando lugar a una laminación de la roca, este fenómeno se conoce como foliación. (Hugo Rivera Mantilla, 2005).

Asimismo, del esquema de análisis de esfuerzos donde se correlaciona la relación entre la clasificación del macizo rocoso versus la magnitud del esfuerzo inducido, se puede determinar si se producirán estallido de roca o un debilitamiento estructuralmente controlado, que nos indiquen las acciones a tener en cuenta, según la tabla 2.



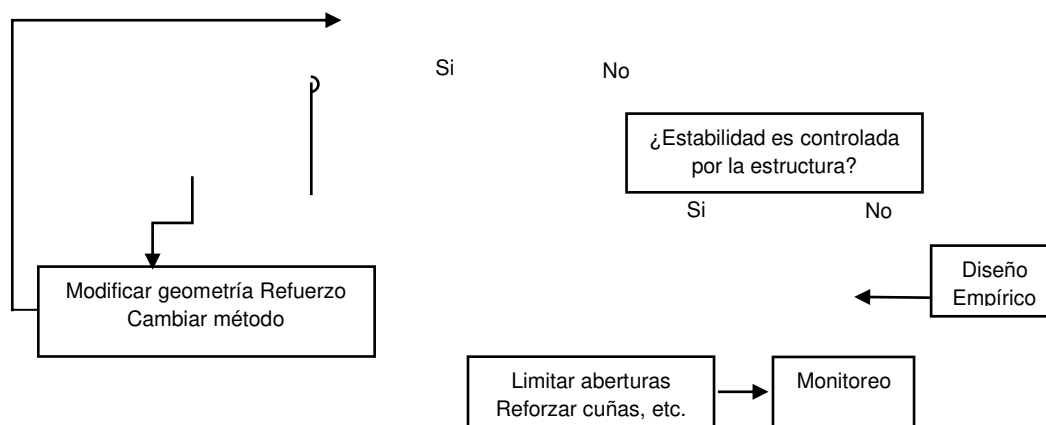


Tabla 2. Análisis de esfuerzo en relación a la clasificación del macizo rocoso.

Fuente: Hoek & Brown. (1980).

La aplicación de cargas en la superficie de la roca genera esfuerzos el cual produce deformación tensional, compresivo y cortante, según la figura 5.

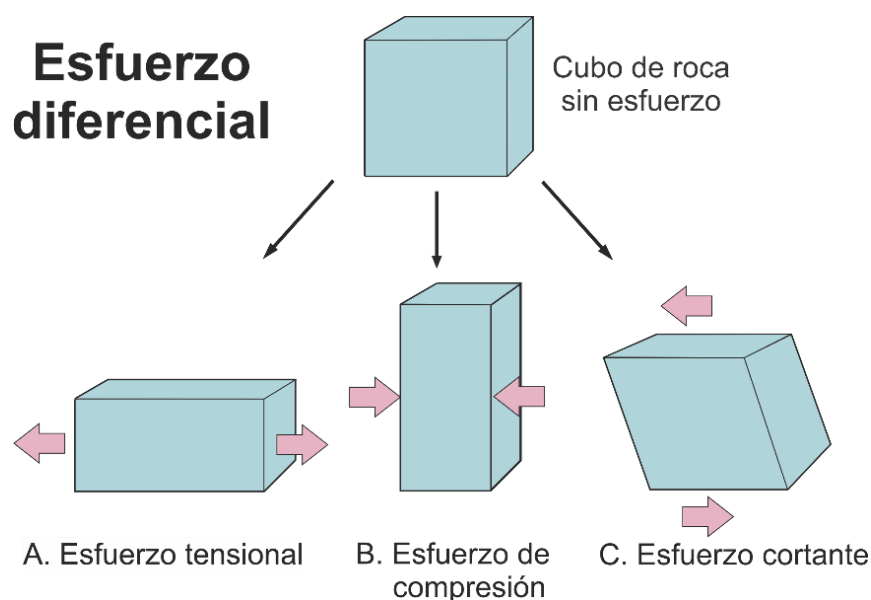


Figura 5. Tipos de esfuerzos.

Fuente: Gemma Soriano. (2012-2013). Universidad de la Coruña-España.

De la teoría de elasticidad, donde el material debe ser homogéneo, isotrópico, tener linealidad y cumplir la ley de Hook, el mismo tiene un comportamiento según muestra la figura 6. donde podemos diferenciar la deformación elástica

y deformación dúctil hasta producir la rotura, en el primer caso al quitar la carga el material volverá a su dimensión original y en el otro caso la deformación producida será permanente. (Carlos A. Canoba, 2004)

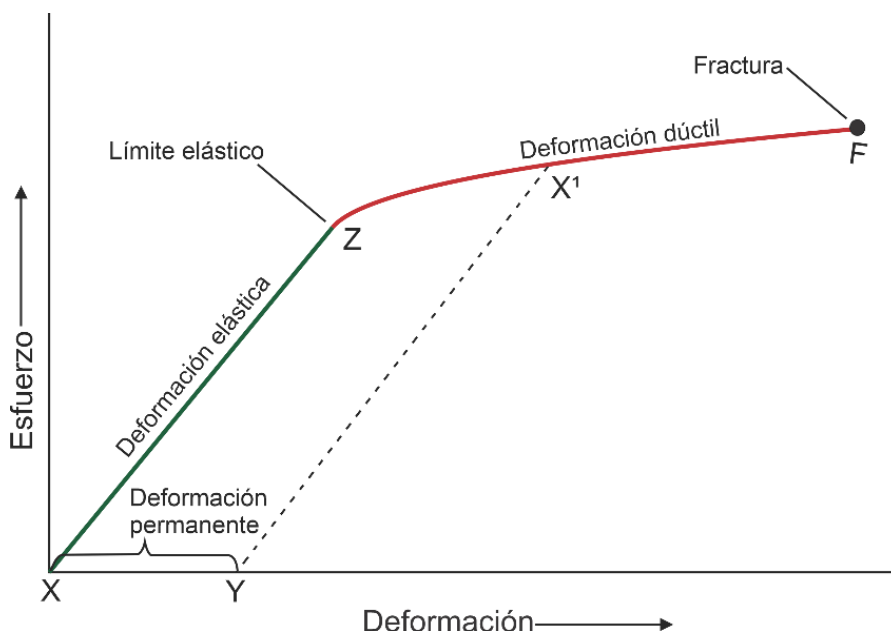


Figura 6. Curva Esfuerzo vs Deformación unitaria.

Fuente: Ley de Hooke. (Koshkin N. I., Shirkévich M. G., 1975).

En el caso de rocas podemos diferenciar dos tipos, las de comportamiento frágil y dúctil las cuales se diferencian por su grado de deformación. En el caso de rocas frágiles estas presentan una alta resistencia a la fractura y baja deformación, en las rocas dúctiles su resistencia a la rotura es media a baja, pero presentan una mayor deformación, según la figura 7, donde podemos notar que en las rocas dúctiles presentan una mayor fluencia, la carga se mantiene casi uniforme pero la deformación aumenta constantemente hasta la rotura. (Carlos A. Canoba, 2004).

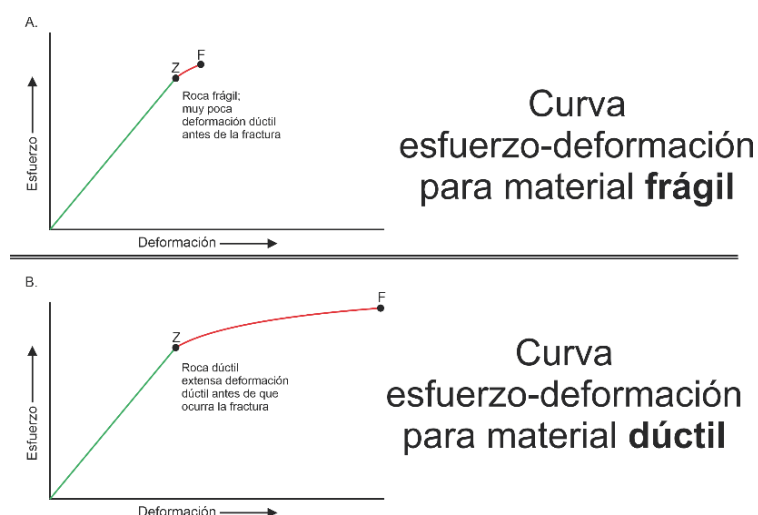


Figura 7. Curva Esfuerzo - Deformación para material frágil y dúctil.
 Fuente: Carlos A. Canova. (2004).

En la siguiente figura 8, se enseña el comportamiento elástico para diferentes tipos de roca, desde material frágil, frágil-dúctil y dúctil y como varía en cada una de ellas el módulo de elasticidad, hay que tener en cuenta que la roca es un material anisótropico y no en toda su extensión la ley de la teoría elástica.

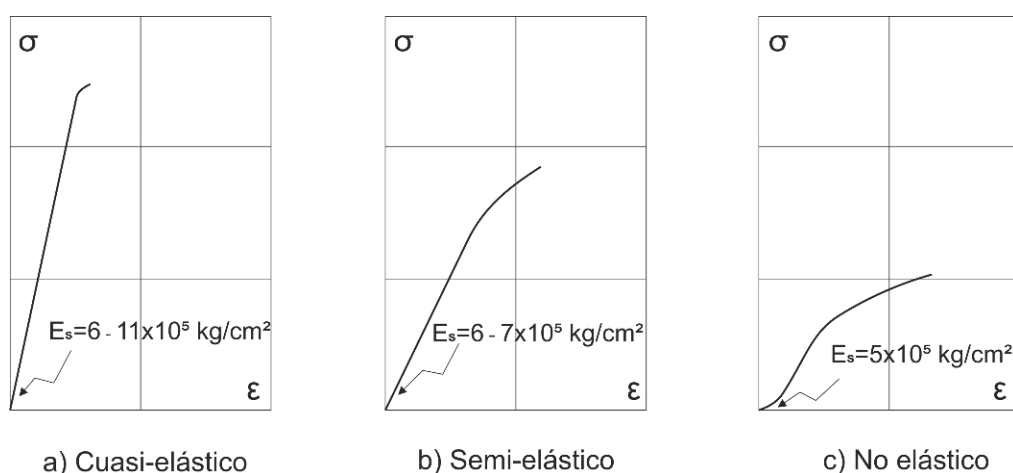


Figura 8. Variación del módulo elástico en diferentes tipos de roca.
 Fuente: Carlos A. Canova. (2004).

La roca frágil debido a su alta resistencia tiende a almacenar energía en su estructura atómica por ello presenta una baja deformación unitaria, la roca frágil dúctil se deforma parcialmente y la roca dúctil que tiene baja resistencia a la rotura presenta alta deformación, con estas relaciones podemos determinar el tipo de sostenimiento que ellas requieren según se indica en la figura 9.

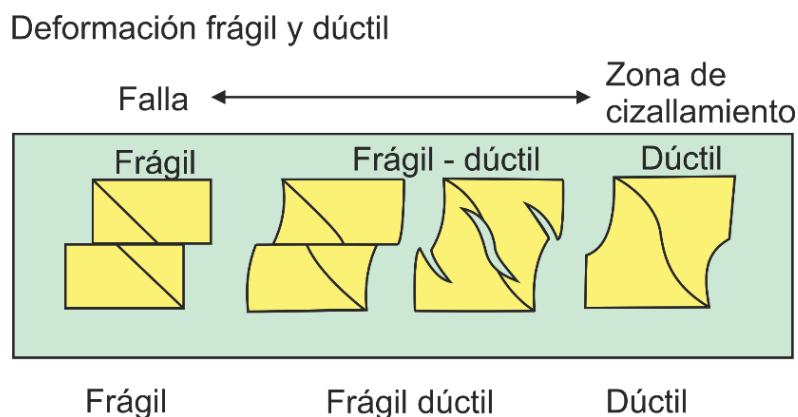


Figura 9. Efecto de la deformación en diferentes tipos de roca.

Fuente: Dr. Real Degnaut. (2001).

Las rocas según su génesis de formación se comportan como frágil, frágil - dúctil y dúctil, están en relación con la profundidad de su formación, según figura 10.

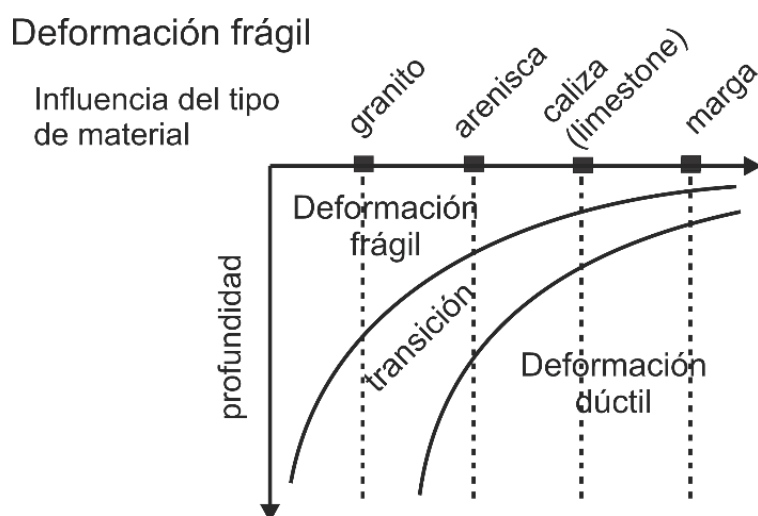


Figura 10. Grado de deformación de la roca con relación a la profundidad litostática.

Fuente: Hoek & Brown. (1980).

2.2.18 Determinación de probabilidad de estallido de rocas

Existen diversas técnicas para poder determinar si una roca es propensa a generar estallidos de roca, lo que podemos resumir en el siguiente cuadro.

A partir de la clasificación de (Amberg, 2006), podemos indicar que la mayor probabilidad de ocurrencia de un estallido de rocas se presentara en rocas

frágiles que presentan alta resistencia a la compresión y baja deformación, tabla 3.

Mecanismo de deformación y rotura	Características	Requerimientos de sostenimiento
Mecanismo Frágil	<ul style="list-style-type: none"> • Desarrollo repentino. • Inesperado. • Empujes chicos o moderados. • Peligro potencial a maquinaria e individuos. 	<ul style="list-style-type: none"> • Colocación pronta tras la excavación. • Desarrollo raudo de su capacidad portante tras su colocación.
Mecanismo Dúctil	<ul style="list-style-type: none"> • Dependiente del tiempo. • Enérgicos empujes. • Grandes deformaciones. • Daños potenciales al túnel. 	<ul style="list-style-type: none"> • Alta cabida resistente. • Flexibles. • Capaces de consumir deformaciones sin derrochar capacidad portante.

Tabla 3. Mecanismos de rotura en túneles profundos.

Fuente: Amberg. (2006).

La probabilidad de estallido de roca se puede determinar siguiendo las siguientes teorías.

a) Deformación Tensional (Strainburst)

Desarrollado por Kaiser, (2000), se ocasiona por acopio de energía deformacional en zonas con elevado nivel de tensión, donde la aplicación de los resultados, tabla 4.

$$\frac{df}{r} = 1,25 \frac{\varepsilon_{max}}{\sigma_c} \pm 0,1$$

donde:

df = Espesor de la roca lajada.

r = Radio del túnel.

ε_{max} = Tensión circunferencial máxima.

σ_c = Resistencia a Compresión Uniaxial.
de la roca obtenida en laboratorio.

Severidad	Profundidad de lajado
Menor	< 0,25 m.
Moderado	< 0,75 m.
Intensa	< 1,5 m.

Tabla 4. Deformación Tensional. (Strainburst).

Fuente: Kaiser. (2000).

b) Criterio de la energía de deformación elástica (PES).

Determinado por Kwasniewski y asociados (1994) en Polonia, donde calculan el riesgo de estallidos de roca en base a energía potencial de deformación elástica, bajo condiciones servo controladas (velocidad de carga constante), donde la probabilidad del riesgo de estallido de roca, tabla 5.

$$PES = \frac{\sigma_c^2}{2 E_s}$$

donde:

PES = Energía Potencial de Deformación Elástica de la roca (kJ/m³).

σ_c = Resistencia a Compresión Uniaxial de la roca obtenida en laboratorio (MPa).

E_s = Módulo de Young de la roca obtenido en laboratorio (GPa).

Energía Potencial de Deformación Elástica (PES)	Valoración del Riesgo de Estallido
$PES \geq 50 \text{ kJ/m}^3$	Riesgo muy bajo.
$100 \geq PES > 50$	Riesgo bajo.
$150 \geq PES > 100$	Riesgo moderado.
$200 \geq PES > 150$	Riesgo alto.
$PES > 200$	Riesgo muy alto.

Tabla 5. Probabilidad de riesgo por energía potencial de deformación elástica.

Fuente: Kwasniewski y asociados. (1994).

c) Criterio de la tensión tangencial (T_s).

Este criterio, debido a Wang (1998), atiende tanto el estado tensional del macizo rocoso como las características mecánicas de las rocas, y constituye una evolución del Criterio de Hoek de 1980.

El cálculo del T_s se determina de la siguiente ecuación:

$$T_s = \frac{\sigma_\theta}{\sigma_c}$$

donde:

σ_θ = Tensión tangencial en la roca ubicada en la periferia de la excavación.

σ_c = Resistencia a Compresión Uniaxial de la roca del macizo rocoso.

Para obtener el valor de σ_θ puede considerarse que esta tensión es la provocada por el peso de la columna litostática suprayacente, tal como indicaba Hoek en la primera formulación de este criterio (1980). De este modo, el valor de tensión tangencial en la roca sería:

$$\sigma_\theta = \gamma \cdot z$$

donde:

γ = Peso Específico de la roca.

z = Cobertera de terreno.

Según Wang, el riesgo de estallido de roca se cuantifica en base al parámetro T_s .

Donde la probabilidad de riesgo en relación de tensión tangencial, tabla 6.

T_s	Valoración del riesgo de estallido
< 0,3	No existe riesgo.
0,3 - 0,5	Riesgo de débil estallido.
0,5 - 0,7	Riesgo de estallido fuerte.
> 0,7	Riesgo de estallido violento.

Tabla 6. Probabilidad de riesgo de estallido de rocas por tensión tangencial.

Fuente: Wang (1998).

d) Influencia de la fracturación sobre el estallido de roca.

Las estadísticas en la construcción de obras túneleras, mineras y obras civiles a nivel mundial ha demostrado que la mayor ocurrencia de estallidos de roca se presenta en macizos rocosos de bajo fracturamiento, esto se puede entender desde el punto de vista de que cuando la energía se hace presente por diversos factores y encuentra un material sólido con pocas fracturas aledañas a una excavación minera, ella golpea y destruye la resistencia de la matriz rocosa, liberando de esa manera su energía. En casos que la masa rocosa presente un alto fracturamiento la energía tenderá a dispersarse y provocará en la sección circundante a la excavación subterránea deformación inelástica, tabla 7.

Según la clasificación de Deere (1963), esta puede representarse de la siguiente manera.

RQD	Valoración del riesgo de estallido
RQD > 75	Riesgo alto.
50 < RQD < 75	Riesgo moderado.
25 < RQD < 50	Riesgo bajo.
RQD < 25	No existe riesgo.

Tabla 7. Probabilidad de riesgo de estallido de rocas por fracturamiento.

Fuente: Deere. (1963).

e) Squeezing (Fluencia).

La comisión sobre Squeezing Rocks in Tunnels, de la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), ha definido Squeezing (Barla, 1995) como una gran deformación que sucede en torno a una excavación subterránea o túnel, asociada fundamentalmente a la fluencia producida por tensiones que resaltan la resistencia a esfuerzo cortante, esto debido básicamente a la presencia de arcillas del grupo de la caolinita con alto porcentaje de partículas microscópicas de minerales micáceos o minerales arcillosos con baja capacidad de hinchamiento, figura 11.

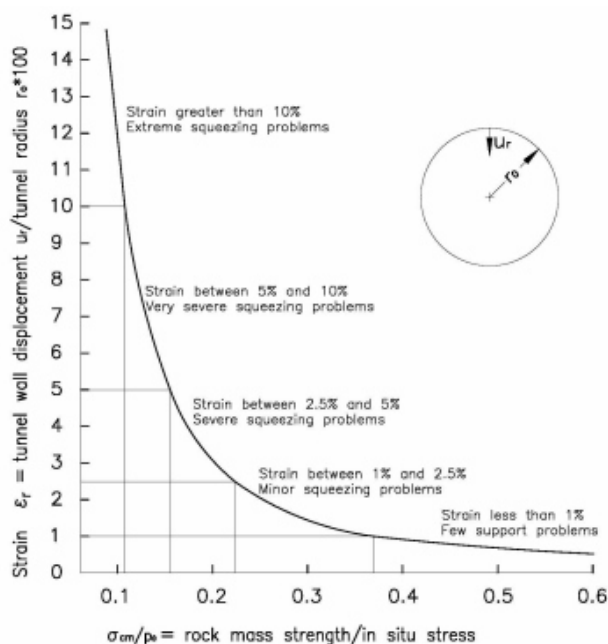


Figura 11. Relación de deformación con relación a esfuerzos.

Fuente: Hoek & Brown. (1980).

f) Criterio de Sing H (1992)

Es un principio empírico muy escueto, fundado en la compilación de 39 casos de túneles realizados en la India, su principio de pronóstico se basa en el empleo del valor de la cobertura del túnel y de la clasificación geomecánica Q (Barton 1974). Figura 12

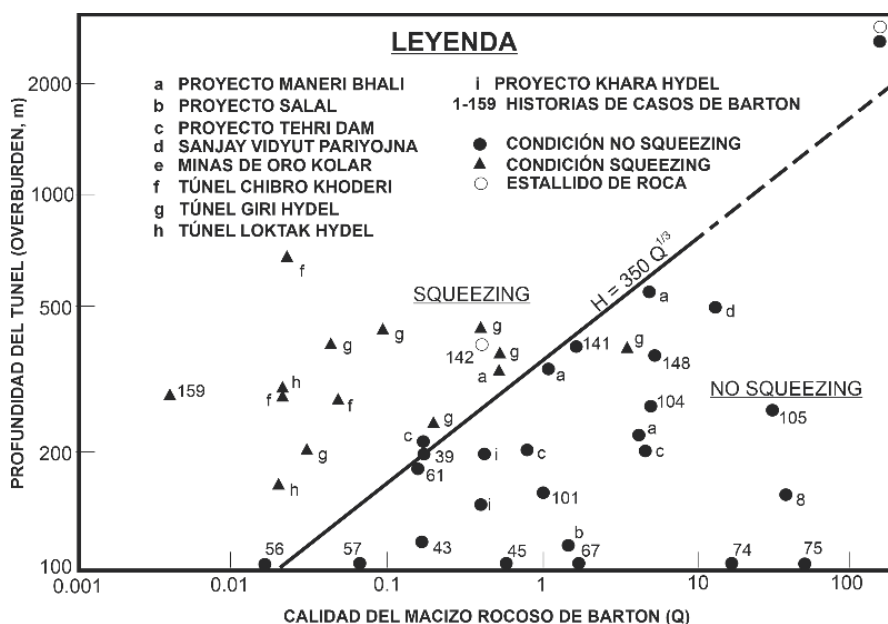


Figura 12. Criterio para la predicción del squeezing.

Fuente: Singh. (1992).

g) Criterio de Goel

Goel mejora y amplía la idea original de Singh, empleando un principio de squeezing establecido en el resultado del Índice Q de Barton del macizo rocoso, determinado desde información provenientes de noventa y nueve (99) muestras de obras subterráneas en Escandinavia, India y Reino Unido.

Goel tiene en cuenta tres grados de fluencia, que nombra severo, moderado y ligero. Los términos empíricos que anuncian estos grados piden tan solo saber la carga litostática H, el índice Q y el ancho del túnel B, figura 13.

$$H < 275 \cdot Q \cdot 0,33 \cdot B - 0,1$$

Fluencia Ligera.

$$275 \cdot Q \cdot 0,33 \cdot B - 0,1 < H < 450 \cdot Q \cdot 0,33 \cdot B - 0,1$$

Fluencia Moderada.

$$450 \cdot Q \cdot 0,33 \cdot B - 0,1 < H < 630 \cdot Q \cdot 0,33 \cdot B - 0,1$$

Fluencia Severa.

$$630 \cdot Q \cdot 0,33 \cdot B - 0,1 < H$$

En el siguiente cuadro se ha transformado el valor de Q en función del RMR.

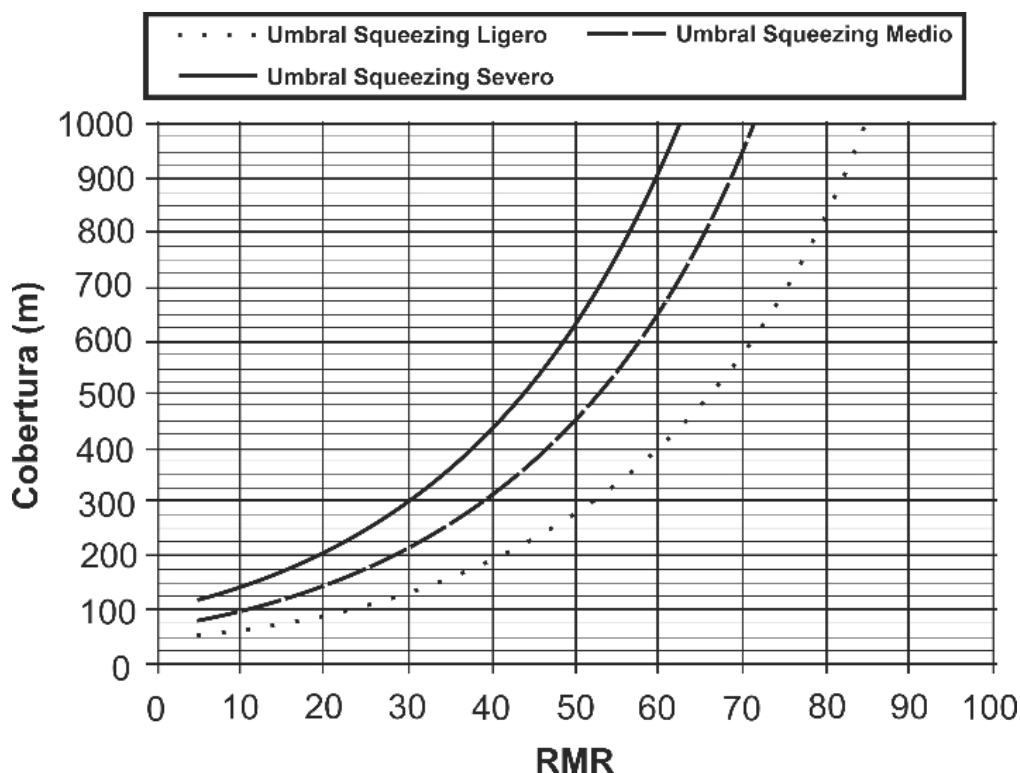


Figura 13. Correlación de la calidad el macizo versus la carga litostática.
Fuente: Goel. (1994).

h) Criterio de Barla (1995)

Se ha presentado un criterio muy ventajoso y fácil de emplear para la evaluación de las condiciones de squeezing, que está fundado en el cálculo de la ratio.

$$\frac{\sigma_{cmass}}{\gamma Z}$$

donde:

σ_{cmass} = Resistencia a compresión del macizo rocoso.

γ = Peso específico de la roca suprayacente.

Z = Cobertera de terreno sobre el túnel.

Según la Tabla 8 adjunta en relación de la resistencia de la masa rocosa entre la carga litostática podemos determinar el grado de squeezing de la roca. Tabla 8.

Grado de Squeezing	RATIO $\frac{\sigma_{cmass}}{\gamma Z}$
Sin Squeezing	> 1,0
Squeezing ligero	0,4 - 1,0
Squeezing moderado	0,2 - 0,4
Squeezing alto	< 0,2

Tabla 8. Probabilidad de squeezing en relación la resistencia del macizo entre la carga litostática.

Fuente: Barla. (1995).

i) Criterio de Hoek & Marinos (2002)

Hoek y Brown, establecieron su criterio de rotura en un intento de suministrar los datos de inicio para el estudio necesario en el diseño de excavaciones subterráneas en roca competente, según se muestra en la tabla 9.

$$\frac{\sigma_{cmass}}{p_0}$$

donde:

σ_{cmass} = Resistencia a compresión del macizo rocoso.

P_0 = Peso específico de la roca suprayacente.

Hoek & Marinos plantean estimar estos 2 parámetros de acuerdo a las expresiones siguientes:

$$\sigma_{mass} = (0,0034m_i^{0,8})\sigma_c\{1,029 + 0,025e^{0,1m_i}\}^{GSI}$$

$$p_0 = \gamma z$$

donde:

σ_c = Resistencia a compresión simple de la matriz rocosa.

m_i = Constante del Criterio de Rotura de Hoek & Brown.

GSI = Geological Strength Index del macizo rocoso del túnel.

γ = Peso específico de la roca de la montera del túnel.

Z = Cobertera del túnel.

Clase	Convergencia (%)	Grado de Squeezing
A	< 1%	No se desarrolla squeezing.
B	1 % - 2,5%	Squeezing ligero: problemas de soporte resolubles con gunita, arcos metálicos ligeros y pernos.
C	2,5% - 5%	Squeezing moderado: problemas resolubles con hormigón proyectado y cerchas pesadas.
D	5% - 10%	Squeezing severo: soporte muy pesado, problemas de estabilidad del frente, enfilajes y paraguas.
E	> 10%	Squeezing extremo: soportes especiales, graves problemas de estabilidad del frente.

Tabla 9. Correlación de convergencia en razón del grado de squeezing.

Fuente: Hoek & Marinos. (2002).

j) Esquema de la clasificación de un estallido de roca basado en el mecanismo provocado por un método experimental de laboratorio durante y después de la excavación, según se muestra en la figura 14.

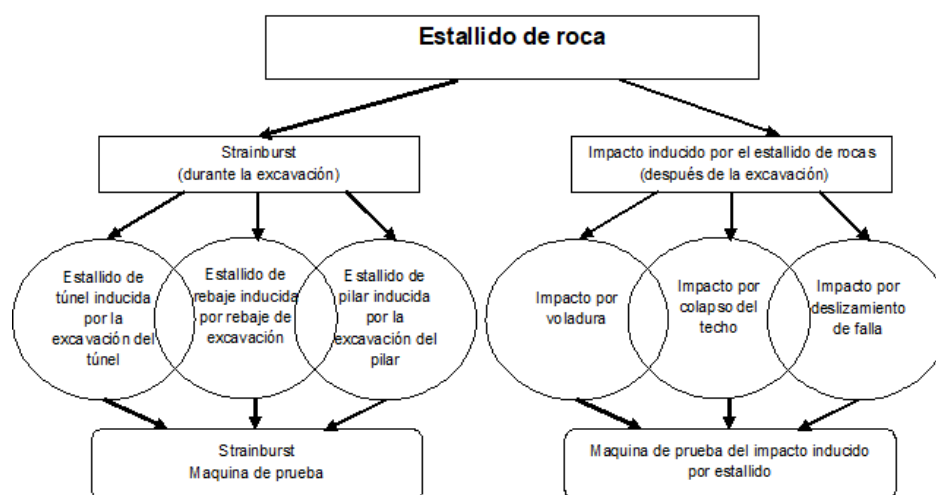


Figura 14. Secuencia del proceso de estallidos de rocas en laboratorio.
Fuente: Min Cai and Peter K Kaiser. (2018).

2.2.19 Velocidad de propagación de ondas en rocas

Otro de los parámetros a tener en cuenta para considerar si una roca es propensa a un estallido de roca (Rockburst), es la velocidad de propagación de ondas en rocas el cual puede ser medido por un visor sónico que determina el tiempo (microsegundos) que demora un pulso generado por el equipo en una longitud conocida, de ambas relaciones se determina la velocidad de propagación de onda, tabla 10.

Método	Campo de Fuerza	Propiedad física o química
Magnético	campo de fuerza magnético.	permeabilidad magnética.
Gravimétrico	campo de fuerza gravimétrico.	densidad, gravitones.
Eléctrico	campo eléctrico natural y artificial.	potenciales REDOX, conductividad eléctrica.
Sísmico	campo artificial creado por las ondas sísmicas.	densidad, elasticidad.
Radiométrico	radiación radioactiva.	radioactividad, emisión de partículas eléctricas cargadas desde el núcleo de átomos de materiales radioactivos.
Geotérmico	gradiente de temperatura terrestre.	conductividad térmica.
Geoquímico	ascenso y descenso de soluciones.	contenido de minerales de la tierra.

Tabla 10. Métodos geofísicos de exploración.
Fuente: Esteban Hernández Quintero. (2002).

2.2.20 Ondas de sismicidad

a) Ondas de Compresión (Vp)

Llamadas también longitudinales, son aquellas que se propagan por la superficie y el subsuelo, tienen las velocidades más altas y llegan antes que cualquier otra, cuyos valores promedio se muestran en la tabla 11.

Varían de acuerdo a las siguientes condiciones: grado de saturación de fluidos, litificación (cementación), cantidad retenida en los poros, fracturamiento, densidad, profundidad, anisotropía, presiones (efectiva y/o poros).

Las velocidades de las ondas de compresión varían entre rangos de 300 m/s y 7000 m/s, en concordancia con los datos de la tabla adjunta, según las indagaciones de Jakovsky (1950).

Rangos usuales de variación de la velocidad de compresión en diversos tipos de materiales geológicos		
Tipo de material	velocidad de compresión (m/seg)	
Material superficial (capa de alteración de suelos y rocas)	305	610
Grava, arcillas y arena (secas y húmedas)	468	915
Arena húmeda	610	1830
Arenisca y lutitas	1830	4270
Caliza	2140	6100
Granito	4580	5800
Rocas metamórficas	3050	7020

Tabla 11. Rangos usuales de variación de velocidad de compresión en diversos tipos de materiales.

Fuente: Luis Enrique Hernández Gutiérrez. (2013). (Universidad de Alicante-España).

b) Ondas de Corte (Vs)

Llamadas también volumétricas son generadas por fuentes sísmicas terrestres, son ondas que se propagan en dirección perpendicular a la velocidad de

compresión y se propagan con una menor velocidad que las de compresibilidad y no pueden propagarse a través de fluidos, su interpretación está en relación de las propiedades físicas y elásticas de la roca.

2.2.21 Correlación entre parámetros estáticos y dinámicos en roca, en función de las velocidades de propagación de ondas.

Los módulos elásticos de la roca se dividen en estático y dinámico.

Los módulos estáticos de las rocas son obtenidos mediante ensayos de laboratorio donde se aplica una carga constante para medir su deformación axial y diametral por medio de bandas extensométricas (strain gauges) y de la relación existente entre la resistencia compresiva y la deformación unitaria se determina el módulo elástico, todo ello siguiendo la teoría de la elasticidad donde se obtienen diferentes relaciones usadas en el modelo numérico, según las tablas 12 y 13.

Los módulos dinámicos se obtienen cuando se aplican a la roca grandes magnitudes de carga en un tiempo casi instantáneo y se trata de determinar la respuesta de la roca a esa condición, como consecuencia la magnitud del módulo es muy alta.

MÓDULOS ELÁSTICOS (ESTÁTICOS)			
PARÁMETRO	DEFINICIÓN	EXPRESIÓN	APLICACIÓN
Módulo de Young	Relación esfuerzo normal a deformación normal	$E = \sigma / \varepsilon$	Macizo rocoso, arenas, suelos cohesivos muy granulares
Módulo de corte	Relaciona deformación de corte a fuerza de corte (módulo de rigidez)	$B = \frac{E}{3(1 - 2\nu)}$	Estadísticamente no es comúnmente usado
Módulo de Bulk	Relación de la presión circundante al cambio en volumen por unidad de volumen (módulo que describe la incompresibilidad)	$G = \frac{E}{2(1 + \nu)}$	Estadísticamente no es comúnmente usado

Tabla 12. Determinación de los parámetros de elasticidad.

Fuente: Hunt. (1984).

PARAMETROS ELÁSTICOS DINÁMICOS	
PARÁMETRO	EXPRESIÓN
Velocidad de onda compresiva m/s	$V_p = \{[K + (4/3)G]/\rho\}^{1/2}$
Velocidad de onda de corte m/s	$V_s = (G/\rho)^{1/2} \text{ m/s}$
Densidad másica de los materiales Kg/m ³	$\rho = \gamma/g \quad v = (V_p^2/2V_s^2 - 1)/(V_p^2/V_s^2 - 1)$
Relación de Poisson dinámico	Valores apropiados: Rocas ígneas 0.25 Rocas sedimentarias 0.33
Módulo de Young dinámico	$E_d = \rho (3V_p^2 - 4V_s^2)/(V_p^2/V_s^2 - 1) \text{ ó } E_d = 2\rho V_s^2 (1 + \nu)$
Módulo de corte dinámico	$G_d = \rho V_s^2 = E_d/2(1 + \nu)$
Módulo de Bulk dinámico	$K = \rho (V_p^2 - 4V_s^2/3) = E_d/3(1 - 2\nu)$

Tabla 13. Determinación de propiedades dinámicas en roca.

Fuente: Hunt. (1984).

La figura 15, nos muestra la relación que existe entre las propiedades elásticas y dinámicas en presencia de temperatura y presión

Módulos Elásticos	Cuando aumenta la presión	Cuando la temperatura aumenta
Módulo de Young dinámico	Aumenta logarítmicamente.	Disminuye linealmente.
Módulo de Young estático	Aumenta linealmente.	Aumenta linealmente.
Relación de Poisson dinámica	Disminuye exponencialmente.	Disminuye ligeramente.
Relación de Poisson estática	Aumenta logarítmicamente.	Disminuye considerablemente.

Figura 15. Comportamiento de los módulos elásticos en función de presión y temperatura.

Fuente: Enrique Esteban González Rauter. (2020). Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Caminos, Canales y Puertos. Universidad de Cantabria.

El factor de reducción de esfuerzos (SRF), es un coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional del macizo rocoso, el estado tensional luego de abrir la excavación subterránea es la suma del estado tensional originario (esfuerzo in - situ), más las tensiones (esfuerzos inducidos) generados por la excavación, figura 16.

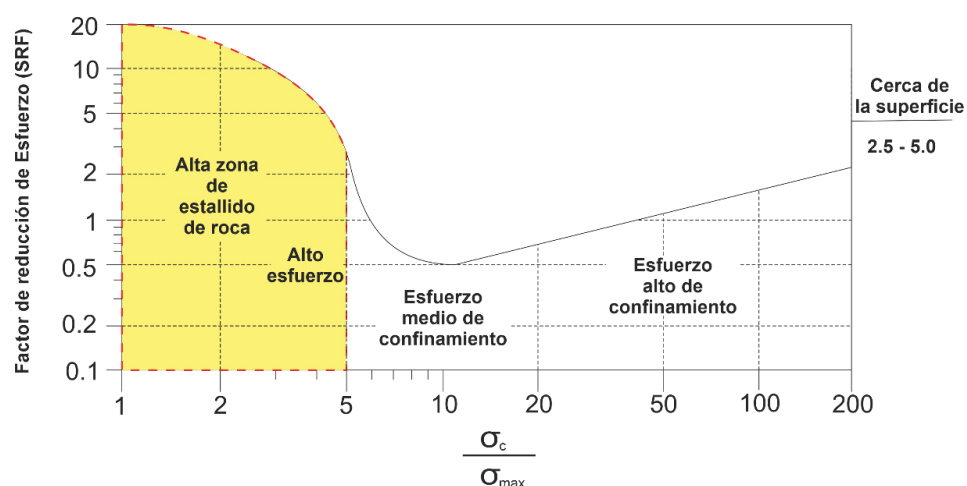


Figura 16. Variación del SFR con relación a la resistencia de la roca.

Fuente: Min Cai and Peter K Kaiser. (2018).

2.2.22 Monitoreo microsísmico

El sistema de monitoreo microsísmico provee un movimiento perpetuo de información en tiempo real que ayuda a entender la respuesta del macizo rocoso a las operaciones de minado figura 17, con esta información los especialistas pueden asegurar la seguridad de los trabajadores, planificar racionalmente las operaciones mineras y disminuir costos.

El sistema está compuesto de los siguientes accesorios:

- Sensores, son geófonos uniaxiales y triaxiales.
- Gabinete sísmico, es una carcasa NEMA-4 que contiene el digitalizador sísmico (Paladín), que es el componente más importante del sistema de transacción de datos microsísmico.
- Comunicación Ethernet, es la fibra óptica para transferencia de datos.
- Ordenador de adquisición, es un servidor de almacenamiento de data.
- Computador de procesamiento, posee un procesador rápido y multi - núcleo y una potente tarjeta de video.

Los sensores sísmicos, descubren la energía sísmica lanzada por eventos microsísmico, estos avisos analógicos se transmiten a través de cables de cobre al grabador sísmico digital (Paladín).

El monitoreo microsísmico proporciona datos sobre el estado local y los escenarios de tensión de la masa rocosa, al coger los datos en tiempo real sobre la localización de los eventos sísmicos, los especialistas pueden saber dónde se originan estos eventos en relación a los arranques de las minas y tajos de producción y representar cómo estas situaciones varían con el tiempo.

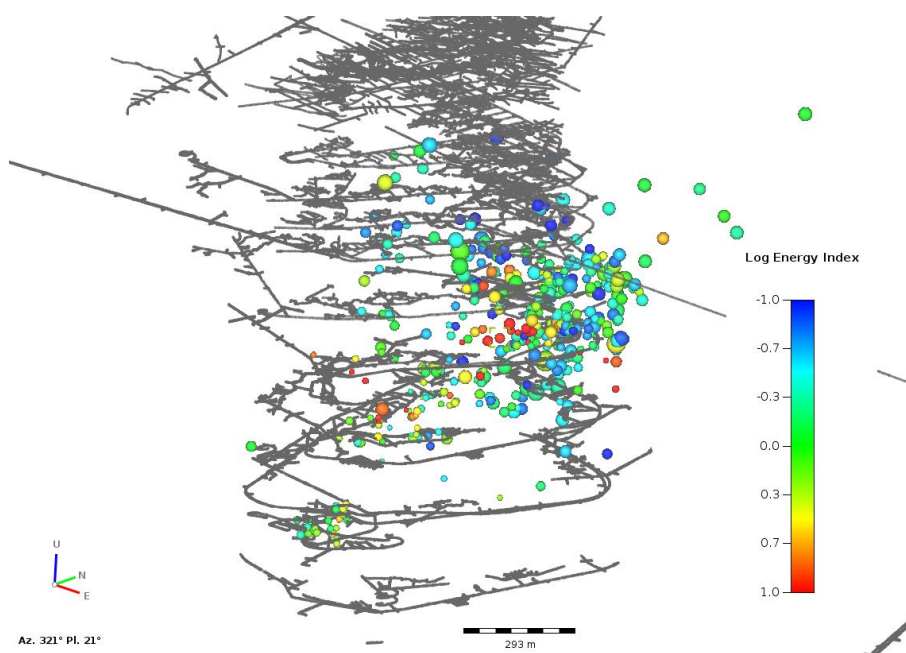


Figura 17. Esquema de monitoreo del sistema microsísmico.

Fuente: Eduardo Bustamante T. (2016). Osinergmin.

2.2.23 Diseño de sostenimiento dinámico

La mejor performance del sostenimiento de excavaciones subterráneas sometidas a altos esfuerzos depende del sostenimiento elástico que se instale el cual está en relación a una proyección violenta por liberación de energía.

Entre más grandes sean los bloques más refuerzo van a requerir ante un evento de liberación de energía, mientras que los bloques más pequeños van a requerir retención a través de shotcrete, malla, pernos o cables.

El sostenimiento dinámico requiere de mayor deformación del elemento de sostenimiento en relación con el sostenimiento estático, para mitigar la liberación de energía y esto se logra cambiando la composición del acero

adicionando mayor porcentaje de manganeso y disminuyendo el contenido de carbono. (Rolando Duran Barrios, 2019).

a) Demanda de sistemas de sostenimiento

La demanda de soporte está en relación con las condiciones geológicas y las propiedades mecánicas de la roca, según se muestra en la figura 18.

- Identificar el mecanismo de falla.
- Estimar la demanda de área del soporte.
- Estimar el refuerzo; longitud y demandas de carga y desplazamiento.
- Estimar la energía demandada por el esquema completo.
- Seleccionar los elementos apropiados para el sistema de fortificación.
- Proponer y evaluar la disposición de los elementos.
- Especificar el esquema completo de fortificación.

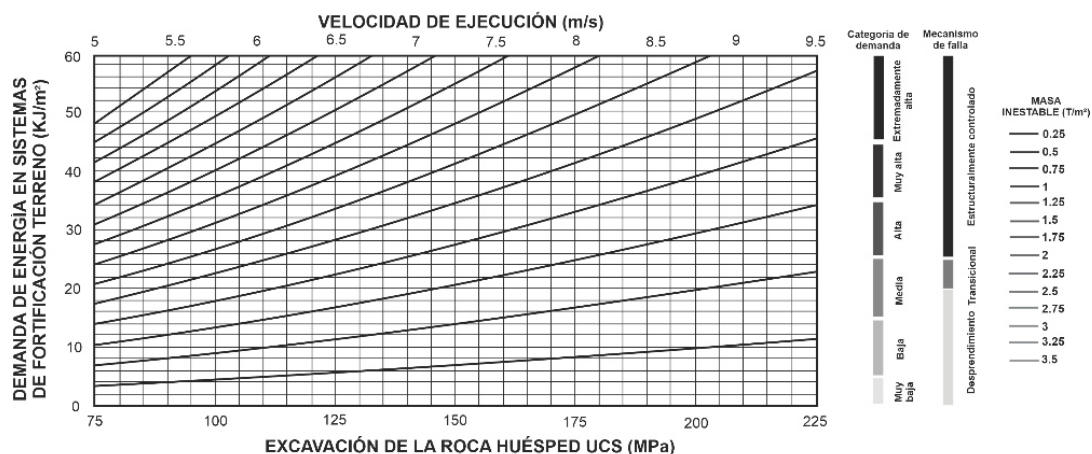


Figura 18. Rangos requeridos de energía en relación a la calidad de la roca.

Fuente: Ming Cai and Peter K Kaiser. (2018).

b) Capacidad de los sistemas de sostenimiento

La prevención del estallido de rocas ampliamente interpretada incluye métodos de evaluación del nivel de peligro de estallido de rocas, así como métodos de control de explosión de rocas.

El problema del control del peligro de estallido de rocas se refiere a casi todo proceso de producción, desde la planificación de trabajos mineros hasta la excavación a la deriva y minería de depósitos.

La tabla 14 representa los métodos de control del estallido de rocas desde el punto de vista tecnológico, activo y organizacional, es sabido que cuando

ocurre un accidente en mina el costo es elevado, por esta razón todas las áreas de mina trabajan coordinadamente para minimizar daños al personal y minimizar costos



Tabla 14. Métodos de control de estallidos de roca.

Fuente: Ming Cai and Peter K Kaiser. (2018).

c) Las facultades de carga-desplazamiento y de disipación de energía de los sistemas de fortificación, deben ser superiores a la demanda del macizo rocoso impuesta por la excavación.

(Villaescusa et al., 2014) definió la demanda del macizo rocoso en términos de los desplazamientos admisibles y la energía, según se muestra en la tabla 15.

Categoría de demanda	Presión de reacción (KPa)	Desplazamiento de superficie (mm)	Energía (KJ/m ²)
----------------------	---------------------------	-----------------------------------	------------------------------

Muy bajo	< 100	< 50	< 5
Bajo	100 - 150	50 - 100	5 - 15
Medio	150 - 200	100 - 200	15 - 25
Alto	200 - 400	200 - 300	25 - 35
Muy alto	400 - 500	300 - 400	35 - 45
Extremadamente alto	> 500	> 400	> 45

Tabla 15. Demanda de carga desplazamiento en relación a energía.

Fuente: Ming Cai and Peter K Kaiser. (2018).

d) Comprender el mecanismo fuente de la explosión de roca es crítico para derivar estrategias para eliminar y mitigar el peligro de estallido de rocas y poder entender el mecanismo de daño por estallido de roca es necesario desarrollar técnicas de soporte para estos eventos.

Kaiser y col. (1996) según figura 19, clasificó el daño del estallido de roca en tres tipos, es decir, carga de rocas debido a fracturas, eyección de roca debido a la transferencia de energía sísmica, y caída de rocas inducida por sacudidas sísmicas.

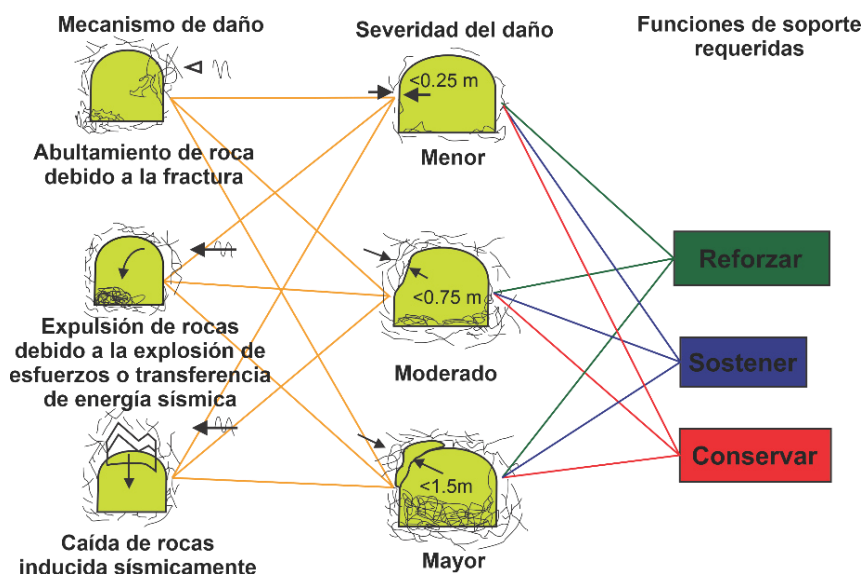


Figura 19. Daño de estallido de rocas debido al tipo de soporte.

Fuente: Design of rock support system under rockburst condition Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2012, 4 (3): 215–227.

e) El diseño del sostenimiento en roca es compleja, y no existen modelos que pueden explicar completamente la interacción de varios componentes en el soporte de una excavación subterránea y las consideraciones más usuales, figura 20.

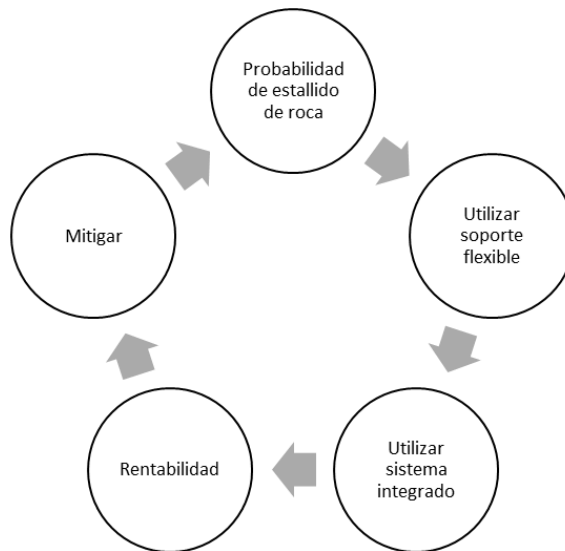


Figura 20. Etapas de sostenimiento dinámico.

Fuente: Min Cai and Peter K Kaiser. (2018).

f) La demanda de soporte está influenciada por muchos factores, como el tamaño de la excavación, la forma de la abertura, las propiedades de la masa rocosa, esfuerzos in situ e inducido, por la secuencia de minado, orientación de fracturas, tipo de fuente sísmica, sostenimiento.

En masa rocosa propensa a estallidos de roca, se deberán tener presente cuatro criterios.

- Criterio de fuerza, el cual está ligado al factor de seguridad.

El factor de carga de seguridad (FS_{carga})

$$FS_{carga} = \frac{\text{Soporte de capacidad de carga}}{\text{Demanda de carga}}$$

- Criterio de desplazamiento, el factor de seguridad del desplazamiento, está definido.

$$FS_{Disp} = \frac{\text{Soporte de capacidad de desplazamiento}}{\text{Demanda de desplazamiento}}$$

- Criterio de energía, cuando un bloque de roca es expulsado desde el límite de la excavación este posee energía cinética.

Cuando se expulsa un bloque de roca la demanda de energía aumenta por el cambio en la energía potencial.

Por lo tanto, la capacidad de absorción de energía diseñada del sistema de soporte debe cumplir o exceder la demanda de energía, el factor de seguridad está definido.

$$FS_{energía} = \frac{\text{Soporte de capacidad energética}}{\text{Demanda de energía}}$$

- Criterio de compatibilidad, los tres criterios anteriores están destinados al diseño de refuerzo y soporte de sujeción de roca, sin embargo, estos elementos solo pueden funcionar para lograr su capacidad de diseño si el soporte en la superficie es fuerte y pueden transferir efectivamente las cargas a los elementos de refuerzo y sujeción.

g) Dado el aumento de eventos dinámicos (estallidos de roca) en las minas subterráneas, se requiere un manejo más apropiado de la secuencia de minado. De la gestión de riesgos y practicas disponibles (*Potvin & Wesseloo, 2013; Hudyma & Potvin, 2010*), el uso de sostenimiento dinámico subterráneo para mitigar el daño potencial de estallido de roca (RDP) está tomando mayor interés entre los geomecánicos.

Existe un amplio rango de elementos de sostenimiento que está usando la minería subterránea para mitigar el estallido de roca (RDP), lo que tenemos que tener presente es que un elemento de sostenimiento estático tiene poca capacidad de deformación (7% a 16% por 200.0 mm), versus un elemento de sostenimiento dinámico que tiene una deformación de más del 60% de su longitud, el diseño de soporte dinámico está basado con el comportamiento del macizo rocoso así como de variables no conocidas (*Potvin & Wesseloo, 2013*). En muchos casos el diseño del sostenimiento dinámico está basado en la experiencia y percepción de la performance del elemento de sostenimiento (*Morissette et al., 2014*).

El método RDP propuesto por *Heal et al. (2006)* y desarrollado por *Heal (2010)*, es un índice empírico utilizado para evaluar la severidad anticipada de daño por estallido de roca. El método fue desarrollado en base a datos de estallidos de roca del Centro Australiano de Geomecánica (ACG). Combinó cinco factores a través de una relación multiplicativa para predecir o evaluar el daño anticipado.

En el método original RDP la ponderación de los factores individuales no se contabilizo explícitamente, lo que lleva a predecir un daño muy bajo al real.

En trabajos más recientes realizados por *Duan (2015)* y *Duan et al. (2015)*, las ponderaciones de los factores afectan el daño del estallido de roca se cuantificó mediante una reinterpretación del estallido de roca ACG base de datos. El método RDP se ajustó con todos los factores potenciales que contribuyen al daño combinado en una relación aditiva, lo que permite tener

en cuenta la ponderación del factor individual. El estudio ha demostrado que el método RDP ajustado logró una mejora en el pronóstico de daños mediante la asignación de más ponderación de factores que son más importantes para afectar la severidad de daño.

Base de datos de la ACG

La base datos de estallidos de roca de la ACG donde fue aplicado el método RDP original deriva de 83 casos históricos en 13 minas subterráneas de Australia y Canadá (Heal 2010). La base de datos de estallidos de roca originalmente fue obtenida en el lapso de 1993 a 2005, el número de eventos considerados fue de 254 estallidos de roca, el cual se muestra en la tabla 16.

Parámetro	Descripción
Esfuerzo principal σ_1 (MPa)	Ubicación del esfuerzo principal antes de la ocurrencia del estallido de roca.
Resistencia compresiva UCS (MPa)	Resistencia de roca intacta en la ubicación del daño.
Capacidad del soporte subterráneo	Capacidad total del sistema de sostenimiento. Cinco rangos disponibles 2,5, 8,10 and 25.
Excavación (m)	Diámetro de influencia de la excavación.
Factor geológico	Tres clases representan una característica desfavorable de la geología.
	0,5 indica la presencia de estructuras sísmicas activas.
	1,0 indica macizo rocoso desfavorable/sin estructura mayor.
	1,5 indica macizo rocoso masivo sin presencia de estructura mayor.
Densidad de roca (Kg/m ³)	Densidad de la roca en la ubicación del daño.
Magnitud del evento (MR)	Magnitud del estallido de roca en la escala de Richter.
Distancia al evento (m)	Ubicación del daño, distancia del hipocentro al evento.
Escala de daño a la roca	Las cinco clases de daño por estallido de roca propuesto por Kaiser et al. (1992).
Escala de daño al sostenimiento	Las cinco clases de daño al sostenimiento propuesto por Kaiser et al. (1996).
Profundidad de falla	La profundidad estimada de falla del macizo rocoso
Toneladas proyectadas	La masa estimada de roca proyectada debido a la falla del sistema de soporte.
Posición del daño	Índice de ubicación del daño, en la pared (0) y posterior (1).

Tabla 16. Resumen de la base de datos de estallidos de roca de la ACG.
Fuente. Heal, (2010).

El método RDP ajustado fue desarrollado por Duan (2015) y Duan et al. (2015) hizo una interpretación de la base de datos de la ACG, donde se da una valoración cuantitativa, tabla 17.

La severidad de daño por estallido de rocas es cuantificada usando la escala de daño modificado (RDS) descrito en Heal, (2010).

RDS	Daño del macizo rocoso.	Daño al sostenimiento.
R1	Sin daño, poco suelto.	sin daño.
R2	Daño menor, menos de 1 ton.	sistema soporte cargado, malla suelta, placas deformadas
R3	1-10 toneladas desplazado.	Algunos pernos rotos.
R4	10-100 toneladas desplazado.	Daño mayor al sistema de sostenimiento.
R5	100 a más toneladas desplazado.	Falla completa del sistema de sostenimiento.

Tabla 17. Clasificación modificada de la ACG.

Fuente. Heal, (2010).

Basado en implicancias operacionales, Duan, (2015) reagrupó la clasificación RDS en tres grupos, El ajuste del método RDP delinea la posibilidad de observar daños excedentes aceptables (R2) y severamente tolerables (R3), implicados directamente al proceso operacional, el cual se muestra en la tabla 18

RDS	Toneladas desplazadas	Clasificación	Implicancia operacional
R1	Nula	Aceptable	Daño limitado, no es necesario reparación.
R2	1	Aceptable	
R3	<10	Tolerable	Nivel de Daño moderado, requiere reparación Costo tolerable.
R4	<100	No tolerable	Nivel de daño excesivo El costo de reparación es alto.
R5	>100		

Tabla 18. Reagrupación modificada de la clasificación RDS.

Fuente. Duan, (2015)

h) Perno de roca dinámico

En el mercado mundial existen diversos tipos de pernos dinámicos, cuya característica principal abarca los cuatro criterios del diseño de soporte dinámico (carga, desplazamiento, energía y anclaje).

- Durabar (DURASET), este perno viene en diámetros de 16, 20 y 25 mm y longitud de 2.0 metros, posee alta disipación de energía y alto desplazamiento, también puede trabajar como un perno estático y se activa en condiciones de altos esfuerzos, la energía que puede disipar es hasta 30 KJ, figura 21.

En zonas de moderada a severas condiciones de estallidos de rocas el soporte sistemático por metro cuadrado será de 20 KJ de energía sísmica sin colapsar para barras de 16.0 mm, la energía absorbida por una barra corrugada en las mismas condiciones será de 3 KJ, en durabar de 16.0 mm y 2.2 metros de longitud pueden disipar hasta 45 KJ de energía con un desplazamiento de 600 mm. Posee una cubierta plástica que impide el contacto de la barra con el cemento y/o roca, el cual le da flexibilidad para deformarse en caso de ocurrencia de un evento sísmico.

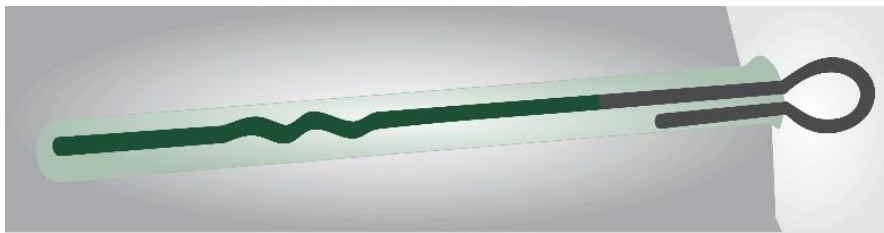


Figura 21. Perno Durabar.

Fuente: Aveng Duraset.

En la figura 22, se muestra la capacidad de deformación en función de la carga aplicada, donde podemos notar la alta deformación que posee el perno.

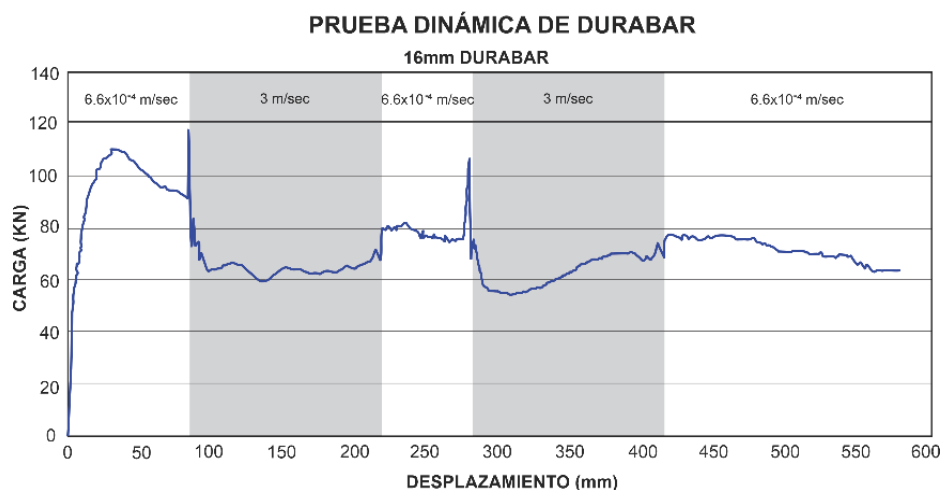


Figura 22. Nivel de deformación en relación a la carga aplicada del perno Durabar.

Fuente: Aveng Duraset.

En la figura 23, se indica la relación de absorción de energía de un elemento de sostenimiento estático en relación a un sostenimiento dinámico, donde podemos notar la gran diferencia que existe en la absorción de energía de ambos elementos de sostenimiento.

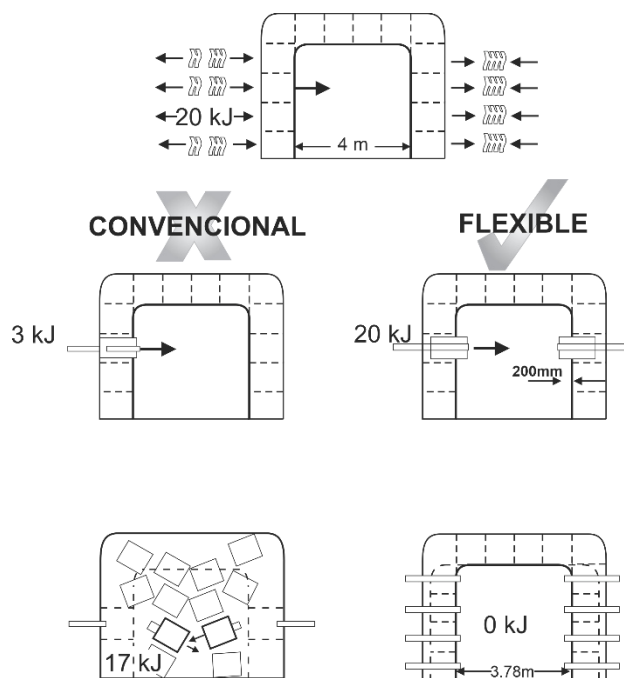


Figura 23. Comparación de mitigación de energía de perno estico versus perno dinámico ante condiciones de estallidos de rocas.

Fuente: Aveng Duraset.

- Yield Lok (JENNMAR), el perno es fabricado en barra redonda de 3/4" de grado 75, el cual tiene una cubierta plástica en el extremo superior del perno que impide un anclaje entre el cemento o resina con la roca y le proporciona desplazamiento ante un requerimiento de esfuerzo, puede disipar hasta 50 KJ de energía con 760 mm de desplazamiento según el diámetro de la barra redonda, en la figura 24 se muestra el esquema del perno.

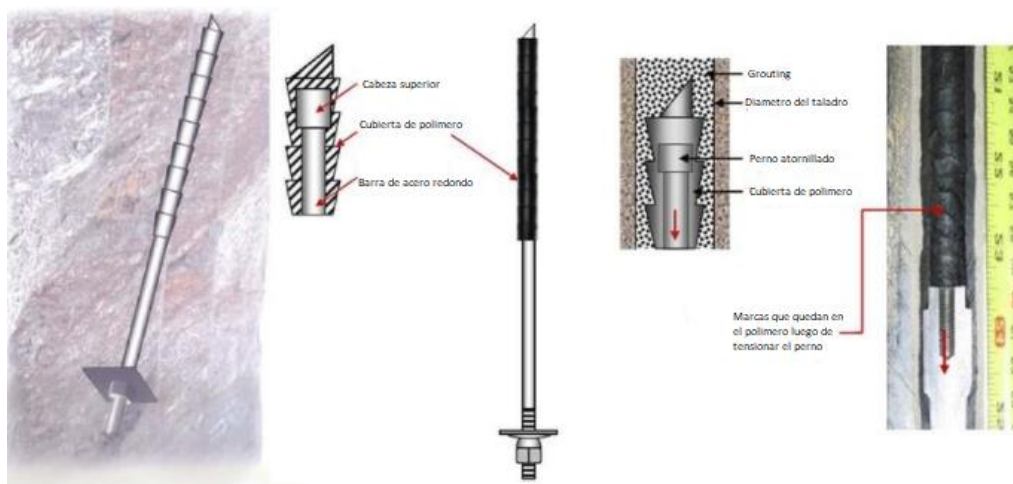


Figura 24. Esquema del perno dinámico Yield Lok.

Fuente: Jennmar corporation.

- Roofex (ATLAS COPCO), está diseñado básicamente para medir deformaciones producto de los esfuerzos inducidos en excavaciones subterráneas, es un perno de prevención que nos indica los niveles de deformación que sufre la roca debido a altas magnitudes de esfuerzos, según muestra la figura 25.

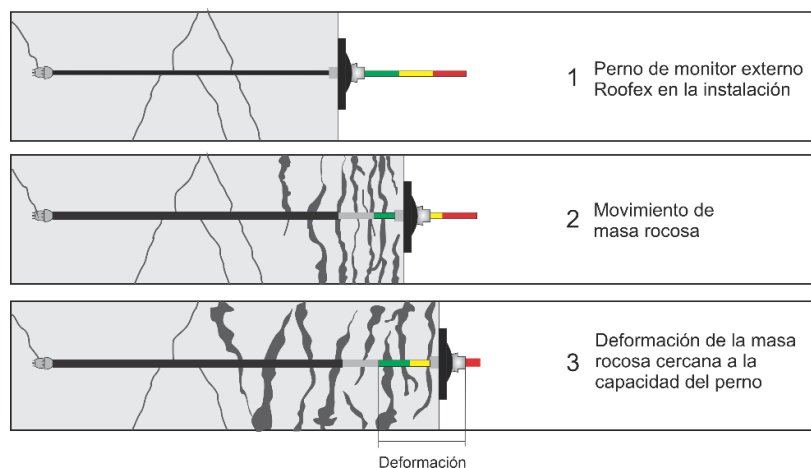


Figura 25. Perno dinámico Roofex.

Fuente: Atlas Copco.

- Cone Bolt (STRATA CONTROLS), El perno fue desarrollado como resultado del trabajo realizado por la Organización de Investigación de la Cámara de Minas (COMRO) en Sudáfrica y es fabricado por Steeledale Strata Control Systems, las características físicas se muestran en las figuras 26 y 27.

Las fuerzas generadas en un estallido de roca se transfieren al perno a través de la placa de apoyo. Dependiendo de la lechada Resistencia y calidad de la instalación, el cono se extrae a través de la lechada circundante. La resistencia al desplazamiento es una combinación de la fricción entre la lechada con el cono y la fuerza requerida para comprimirlo.

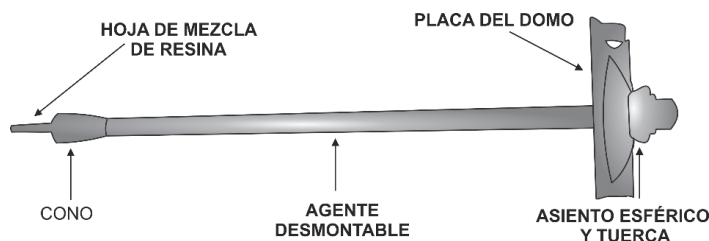


Figura 26. Perno dinámico Cone Bolt.

Fuente: Strata Controls.

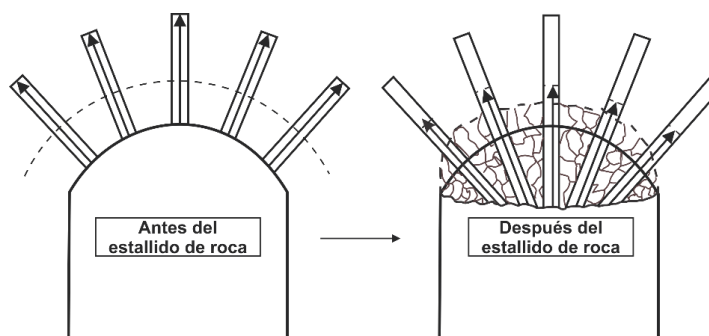


Figura 27. Distribución del soporte usando el Cone Bolt en terreno propenso a estallido de rocas.

Fuente: Strata control.

- Dynamic Omega Bolt (DSI), este perno es una mejora del perno Omega (tipo Swellex), el cual contiene dentro de su interior una lámina de acero de alta deformación.

Debido a que el perno Omega (tipo Swellex), tiene una deformación del 20%, se desarrolló una investigación para elevar esta deformación para utilizarlo para mitigar estallidos de roca, para esto se le adiciona en el interior del perno una lámina de acero de altas deformación de tal manera de poder mitigar energía de liberación de más de 40 KJ, figura 28.

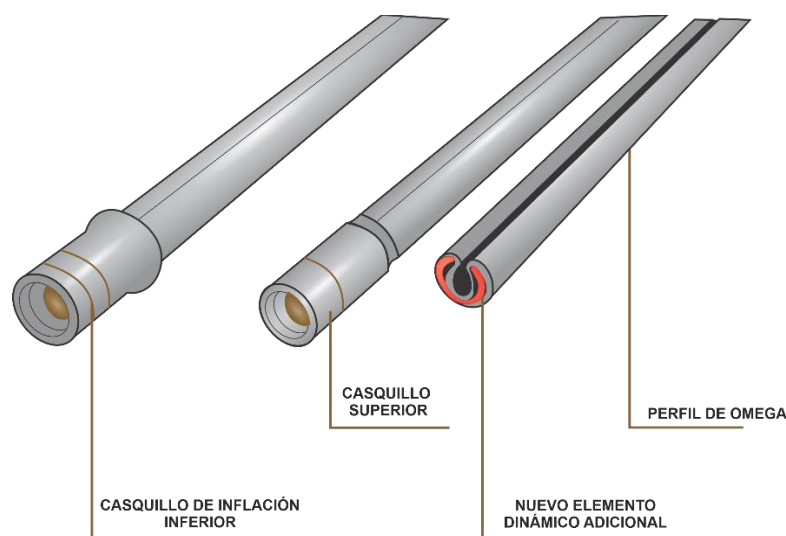


Figura 28. Partes del perno Dynamic Omega Bolt.

Fuente: Dywidag Systems International.

Asimismo, se puede notar la deformación que puede alcanzar el dynamic omega bolt está cercano a los 300 mm, según la figura 29.

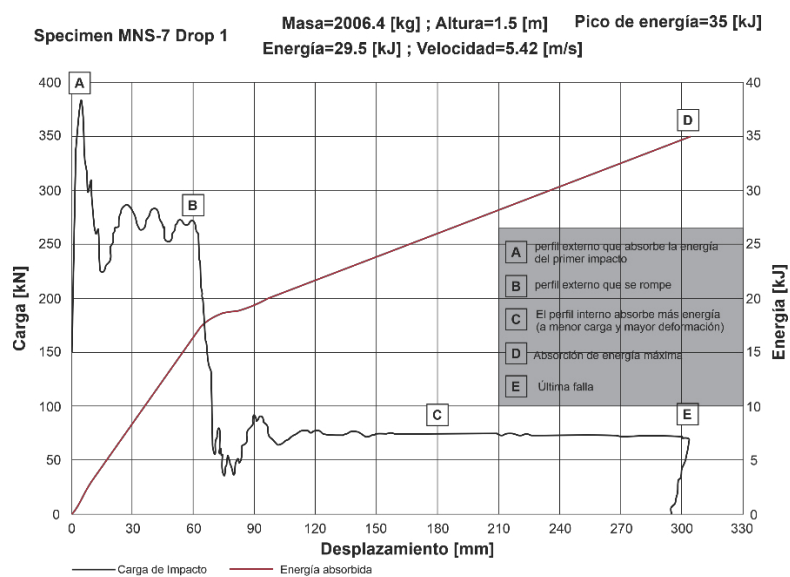


Figura 29. Prueba de deformación del Dynamic Omega Bolt.
Fuente: Dywidag Systems International.

CAPITULO III: METODOLOGIA

3.1 Tipo de investigación

Cuasi experimental. -

No se puede manejar todas las variables.

Diseño descriptivo. - Identificamos la magnitud de energía liberada.

Exploratorio. - No se ha realizado trabajos similares en el país.

Correlacionar. - Determinamos la geometría del elemento de soporte en función de la magnitud de energía liberada.

3.2 Unidad de análisis

Estudio de altos esfuerzos en una mina subterránea.

3.3 Población de estudio

Cuatro galerías.

3.4 Tamaño de muestra

Una galería con altos esfuerzos de liberación de energía.

3.5 Selección de muestra

La Selección de muestra es intencional, debido a que los hechos y datos de las variables han ocurrido o están ocurriendo, por tanto, se convierte en dato para análisis.

3.6 Técnicas de recolección de datos

La técnica de recolección de datos será observacional directa, por un muestreo intencional.

Se seguirá las siguientes secuencias del Proceso.

- a) Acumulación de Información disponible (geológica, estudios preliminares), revisión y clasificación de la información.
- b) Trabajo de Campo, recolección de Muestras (Ensayos de laboratorio y estadística).
- c) Procesamiento y revisión de datos con los resultados de Laboratorio y Estadística aplicada, generación de planos y diagramas iniciales.
- d) Ingeniería de detalle. Cálculo y proceso computacional final para determinación de objetivos.

Los medios para emplear serán los siguientes:

- Mapeo geológico, geomecánico y lito estructural.
- Ensayos de Campo y Muestreo.
- Entrevistas consignadas al hecho.
- Se empleó la observación in situ a través de registros de observación.
- Muestreo dirigido para su análisis de laboratorio.
- Imágenes y fotografías.

3.7 Análisis e interpretación de la información

Se obtendrá los siguientes resultados:

- a) Se procesará la información obtenida para apoyo y registro del tema a tratar.
- b) Se emplearán técnicas de elasticidad, vibraciones y teoría de rotura de rocas.
- c) Los resultados de ensayos de laboratorio (físico y mecánico) en relación a los criterios de falla, determinarán los parámetros de resistencia de la roca, para poder verificar el uso del tipo de sostenimiento a usar en el terreno y mejorar significativamente su estabilidad.
- d) Adecuar el diseño en base a sostenimiento dinámico.

CAPITULO IV: RESULTADOS Y DISCUSION

4.1 Caracterización el macizo rocoso

El yacimiento minero de Uchucchacua es un depósito hidrotermal de relleno de fracturas (vetas), las cuales fueron canales de circulación y reemplazamiento metasomático de soluciones mineralizantes que finalmente formaron cuerpos de mineral. En el área de Uchucchacua predominan las rocas sedimentarias del Cretáceo, sobre ellas se tiene a los volcánicos Terciarios e intruyendo a las preliminares se perciben dos tipos de intrusivos. Coronando la secuencia configuran depósitos aluviales y morrénicos del cuaternario. Las rocas sedimentarias pertenecen al Grupo Goyllarisquizga, Grupo Machay, Formación Jumasha (calizas cristalinas), Formación Celendín (margas, lutitas y calizas) y Formación Casapalca (areniscas, lutitas y limo arcillas).

En la Figura 30, se presenta el plano topográfico del NV. 3710, donde se ubican las cuatro galerías GL. 6594-1NE; GL. 6756-1SW; GL. 6771-SW y GL. 6980-NE, donde se presentan presencia de altos esfuerzos, según reportes generados por el área de geomecánica.

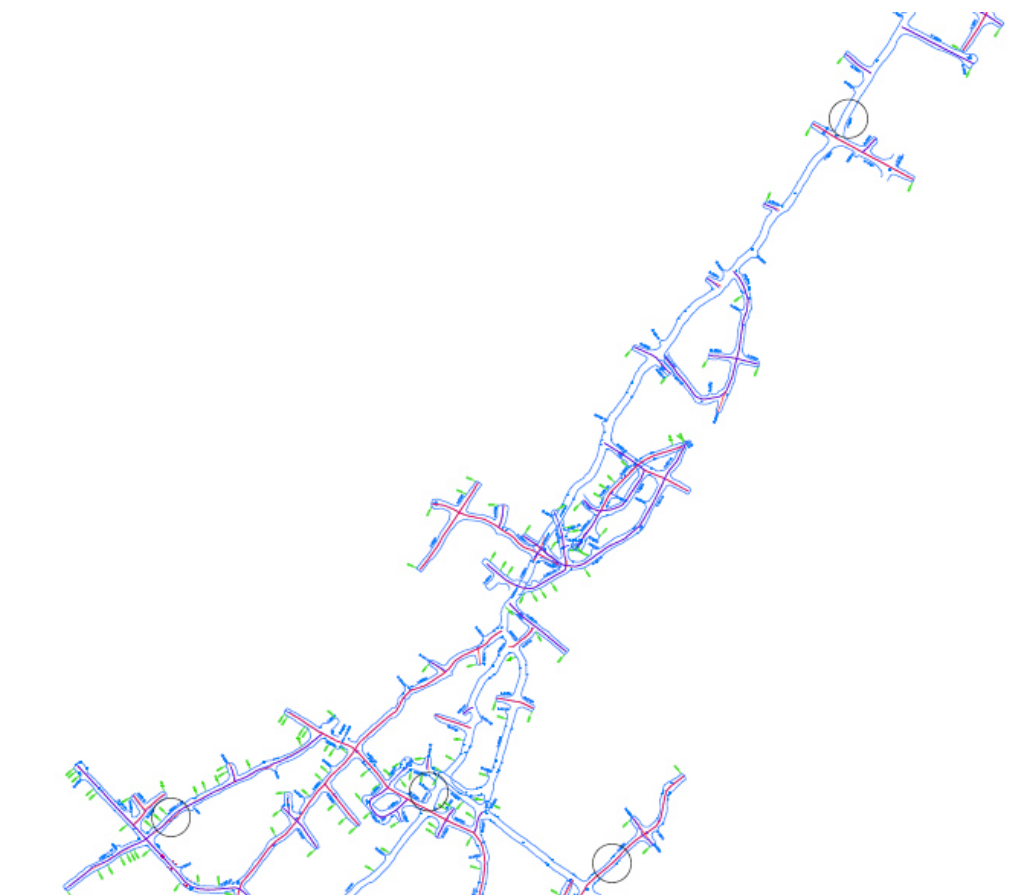


Figura 30. Plano de ubicación de galerías de estudio en NV. 3710.
Fuente: Mina Uchucchacua.

En la figura 31, se presenta el plano geológico, donde se detalla la litología existente de la zona de estudio.

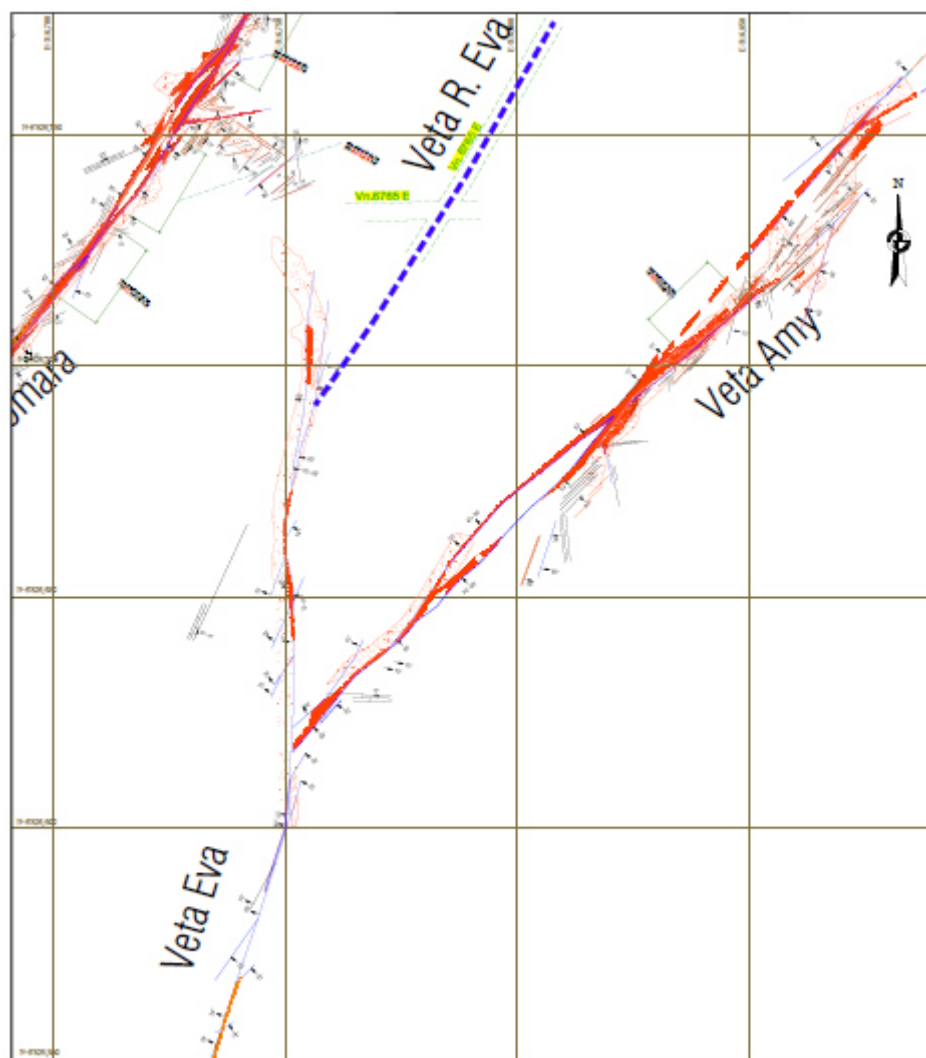


Figura 31. Plano geológico del NV. 3710.

Fuente: Mina Uchucchacua.

En la figura 32, se muestra las diferentes calidades del macizo rocoso a lo largo del NV.3710 (Clasificación geomecánica), los de color amarillo tiene un RMR que varía de 46 a 49 y los de color rojo un RMR de 36-41.

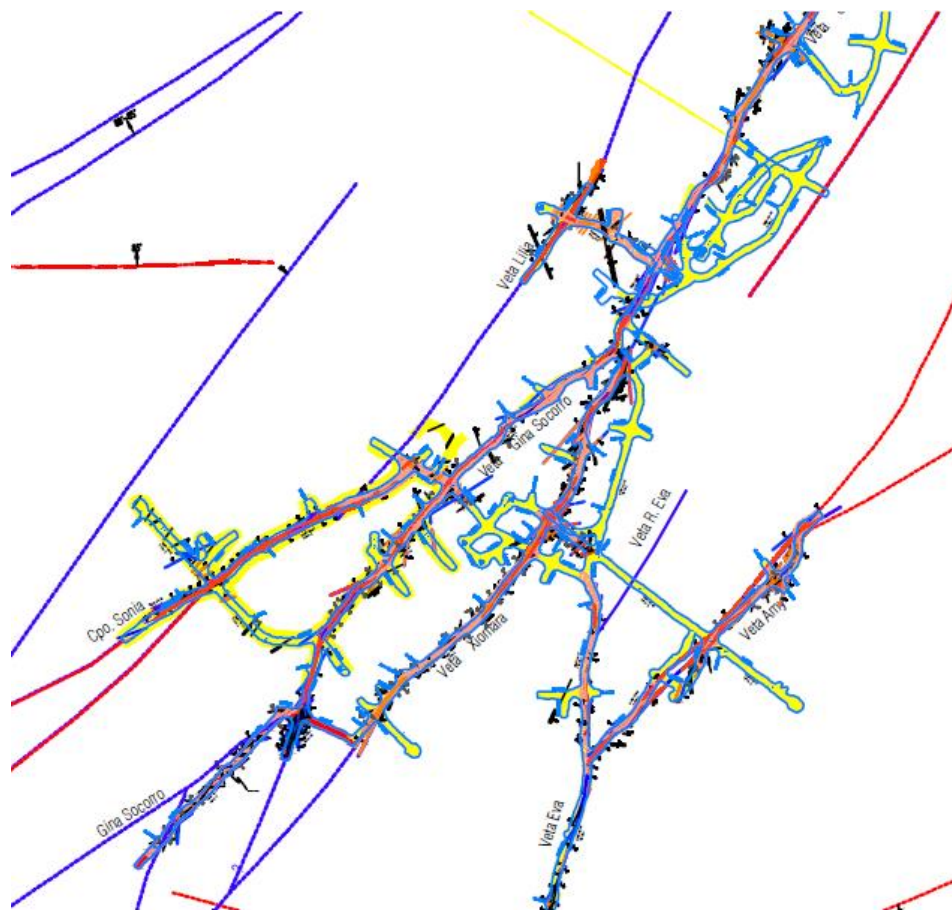


Figura 32. Plano geomecánico del NV. 3710.

Fuente: Mina Uchucchacua.

Para la clasificación del macizo rocoso se utilizó la clasificación de Bieniawski (89), el cual se muestra en las tablas 19, 20, 21 y 22, la misma que considera la resistencia compresiva uniáxial de la roca el cual se encuentra en el rango de 50-100 MPa pero en campo arrojó un valor de resistencia de 85 MPa, el espaciamiento promedio del sistema dominante con rango de 0.06 a 0.20 metros obteniéndose bloque pequeños a medianos, el grado de fracturamiento las condiciones de discontinuidad el cual se encuentra en un rango de 50 a 75% y la presencia de agua subterránea, la misma que fue corregida por orientación, determinándose el RMR ajustado, arrojando un valor promedio de $RMR = 50$. Hay que tener en cuenta que la roca presenta venillas de cuarzo dentro en las cajas, lo cual aumenta su calidad geomecánica.

Clasificación Geomecánica de Tajeos

RMR = 44. Al realizar el ajuste por orientación (-5), tenemos RMR = 39 (Ajustado).

LUGAR:	Socorro Bajo						POR:	EVCH					
NIVEL:	Nv. 3710						FECHA:	03/03/2018					
LABOR:	Gl. 6980 NE (3.5x3.5)						HOJA:	01 de 01					
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)													
PARAMETRO		RANGO DE VALORES								VALORACI.			
		VALOR ESTIMADO											
R.COMPRE UNIAIXAL (MPa)		>250 (15)		100-250 (12)	X	50-100 (7)		25-50 (4)		<25(2) <5(1) <1(0)	1	7	
RQD %		90-100 (20)		75-90 (17)		50-75 (13)	X	25-50 (8)		<25 (3)	2	8	
ESPACIAMIENTO(m)		>2 (20)		0,6-2 (15)		0,2-0,6 (10)	X	0,06-0,2 (8)		<0,06 (5)	3	8	
PERSISTENCIA		<1m long. (6)		1-3 m Long. (4)	X	3-10m (2)		10-20 m (1)		>20 m (0)	4A	2	
CONDICION ABERTURA		Cerrada (6)	X	<0.1mm apert. (5)		0.1-1.0mm (4)		1-5 mm (1)		>5 mm (0)	4B	5	
DE RUGOSIDAD		Muy rugosa (6)		Rugosa (5)	X	Lig.rugosa (3)		Lisa (1)		Espejo de falla (0)	4C	3	
JUNTAS RELLENO		Limpia (6)	X	Duro <5mm (4)		Duro>5mm (2)		Suave<5mm (1)		Suave>5mm (0)	4D	4	
ALTERACION		Sana (6)		Lig.Alterada. (5)	X	Mod.Alterada. (3)		Muy Alterada. (2)		Descompuesta (0)	4E	3	
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)		Humedo (10)		Mojado (7)	X	Goteo (4)		Flujo (0)	5	4	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoracion de 1 al 5)													
CLASE DE MACIZO ROCOSO													
RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0							
DESCRIPCION		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA							

Tabla 19. Clasificación geomecánica del NV. 3710. GL. 6980 NE.

Fuente: Propia.

RMR = 54. Al realizar el ajuste por orientación (-6), tenemos RMR = 48 (Ajustado).

LUGAR:	Socorro Bajo					POR:	EVCH			
NIVEL:	Nv. 3710					FECHA:	15/07/2018			
LABOR:	GL. 6594-1 NE (4,0x4,0)					HOJA:	01 de 01			
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)										
PARAMETRO		RANGO DE VALORES							VALORACI.	
		VALOR ESTIMADO								
R.COMPRE UNIAIAL (MPa)		>250 (15)	100-250 (12)	X	50-100 (7)		25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	7
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	X	50-75 (13)		25-50 (8)	<25 (3)	2	13
ESPACIAMIENTO(m)		>2 (20)	0,6-2 (15)		0,2-0,6 (10)	X	0,06-0,2 (8)	<0,06 (5)	3	8
PERSISTENCIA		<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	X	3-10m (2)		10-20 m (1)	>20 m (0)	4A	2
CONDICION ABERTURA		Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	X	0.1-1.0mm (4)		1-5 mm (1)	>5 mm (0)	4B	4
DE RUGOSIDAD		Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	X	Lig.rugosa (3)		Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	3
JUNTAS RELLENO		Limpia (6)	X Duro <5mm (4)		Duro>5mm (2)		Suave <5 mm (1)	Suave>5mm (0)	4D	4
ALTERACION		Sana (6)	Lig.Alterada. (5)	X	Mod.Alterada. (3)		Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	3
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	X Humedo (10)		Mojado (7)		Goteo (4)	Flujo (0)	5	10
VALOR TOTAL RMR (suma de valoracion de 1 al 5)										
CLASE DE MACIZO ROCOSO										
RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41		40 - 21		20 - 0		III
DESCRIPCION		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA		

Tabla 20. Clasificación geomecánica del NV. 3710. GL. 6594-1 NE.

Fuente: Propia.

RMR = 55. Al realizar el ajuste por orientación (-5), tenemos RMR = 50 (Ajustado).

LUGAR:	Socorro Bajo					POR:	EVCH			
NIVEL:	Nv. 3710					FECHA:	17/08/2018			
LABOR:	GL. 6771 SW (3.5x3.5)					HOJA:	01 de 01			
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)										
PARAMETRO		RANGO DE VALORES							VALORACI.	
		VALOR ESTIMADO								
R.COMPRE.UNIAXIAL (MPa)		>250 (15)	100-250 (12)	X	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	7	
RQD %		90-100 (20)	75-90 (17)	X	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	13	
ESPACIAMIENTO(m)		>2 (20)	0.6-2 (15)		0.2-0.6 (10)	X	0.06-0.2 (8)	<0.06 (5)	3	8
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3m Long. (4)	X	3-10m (2)	10-20 m (1)	>20 m (0)	4A	2	
	ABERTURA	Cerrada (6)	X	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1-5 mm (1)	>5 mm (0)	4B	5	
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)		Rugosa (5)	X	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	3
	RELLENO	Limpia (6)	X	Duro<5mm (4)	Duro>5mm (2)	Suave<5 mm (1)	Suave>5 mm (0)	4D	4	
	ALTERACION	Sana (6)		Lig.Alterada. (5)	X	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	3
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	X	Humedo (10)		Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	10
VALOR TOTAL RMR (suma de valoracion de 1 a 5)										
CLASE DE MACIZO ROCOSO									III	
RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				
DESCRIPCION		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA				

Tabla 21. Clasificación geomecánica del NV. 3710. GL. 6771 SW.

Fuente: Propia.

RMR = 55. Al realizar el ajuste por orientación (-5), tenemos RMR = 50 (Ajustado).

LUGAR:	Socorro Bajo					POR:		EVCH		
NIVEL:	Nv. 3710					FECHA:	17/08/2018			
LABOR:	GL. 6753-1 SW (4.0x4.0)					HOJA:	01 de 01			
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)										
PARAMETRO		RANGO DE VALORES							VALORACI.	
		VALOR ESTIMADO								
R. COMPRE UNIAxIAL (MPa)		>250 (15)	100-250 (12)	X	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	7	
ROD %		90-100 (20)	75-90 (17)	X	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	13	
ESPACIAMIENTO(m)		>2 (20)	0,6-2 (15)		0.2-0.6 (10) X	0.06-0.2 (8)	<0.06 (5)	3	8	
PERSISTENCIA		<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	X	3-10m (2)	10-20 m (1)	>20 m (0)	4A	2	
CONDICION DE ABERTURA		Cerrada (6) X	<0.1mm apert. (5)		0.1-1.0mm (4)	1-5 mm (1)	>5 mm (0)	4B	5	
DE RUGOSIDAD		Muy rugosa (6)	Rugosa (5) X		Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	3	
JUNTAS RELLENO		Limpia (6) X	Duro<5mm (4)		Duro>5mm (2)	Suave<5 mm (1)	Suave>5mm (0)	4D	4	
ALTERACION		Sana (6)	Lig.Alterada. (5) X		Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	3	
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15) X	Humedo (10)		Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	10	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoracion de 1 a 5)										
CLASE DE MACIZO ROCOSO										
RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41		40 - 21		20 - 0		
DESCRIPCION		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA		

Tabla 22. Clasificación geomecánica del NV. 3710. GL. 6753-1 SW.

Fuente: Propia.

Como podemos notar de las tablas de clasificación geomecánica, el rango estimado de calidad de roca en los sectores en estudio es en promedio RMR=50, correspondiéndole una calidad de roca tipo III.

Asimismo, podemos indicar que mina Casapalca tiene una calidad de roca III-A a II-B, pero el suceso dado en 02/2009 se debió a la presencia de la arenisca calcárea la cual tiene una calidad geomecánica menor a un RMR=40.

Además, mina Yauliyacu presenta una calidad geomecánica de roca regular con un RMR entre 45 a 60, pero el problema generado allí es básicamente por la secuencia de minado, por la presencia de un sistema de falla y por la profundidad a la cual se encuentra que es cercana a 2000 metros de superficie.

Identificación de las zonas de liberación de energía

Se analizó la base de datos del sistema de monitoreo micro sísmico a la fecha y se determinó las zonas del estudio en función de la magnitud de los eventos y energía liberada.

En la tabla 23, se presenta el registro micro sísmico de la zona en estudio desde el 24/04/2017 al 29/07/2020, indicándose la liberación de energía.

Monitoreo microsísmico

Date	Time	Northing	Easting	Depth	Error	MoMag	Energy
24/04/2017	4:38:51	8827272	316679	3631	15.04	1.3	11027.45
02/06/2017	15:38:17	8826694	317540	3974	62.01	2.2	18216256
02/06/2017	15:38:09	8827042	317132	4025	41.58	1.4	336070.38
03/06/2017	14:08:56	8827032	317370	3722	16.21	1	92315.3
09/06/2017	10:17:52	8827021	316834	3686	17.52	1	99930.42
14/06/2017	22:53:21	8826974	316743	3720	29.7	1.7	1918581.38
14/06/2017	22:58:17	8826880	316802	3761	19.63	1.6	365944.53
01/07/2017	6:07:53	8826545	316642	4254	131.95	1.8	653591.25
05/08/2017	8:21:26	8826774	317046	3724	48.76	2.7	161703904
05/08/2017	12:28:42	8826907	316851	3639	23.59	1.7	1737986
05/08/2017	3:25:37	8826665	316652	4178	66.27	1.2	39160.1
06/08/2017	20:57:56	8827487	317095	4053	24.28	1.4	1249007.13
09/08/2017	12:42:47	8827185	316817	3747	19.65	1.4	472433.88
03/09/2017	7:27:27	8827373	316914	4052	8.11	1	199470.58
08/09/2017	15:15:45	8827363	317188	4045	12.25	1.7	2695916.75

15/09/2017	7:02:56	8827024	316830	4175	13.01	1	4853.05
15/09/2017	17:47:40	8827045	317174	3872	4.33	1	9770.86
10/10/2017	21:14:34	8827320	317114	4054	5.41	1.9	1426237
08/11/2017	6:02:32	8827358	317132	4042	3.64	1.2	2989804.25
12/11/2017	9:52:14	8827181	316958	4056	16.31	1	90719.91
25/11/2017	21:20:00	8826854	316899	4145	16.13	1.1	48507.2
18/12/2017	1:28:13	8826809	316388	4186	57.2	1	8.83
08/01/2018	20:35:02	8827388	317141	4149	13.27	1.1	42418.18
26/01/2018	8:26:38	8827339	316909	3837	17.37	1.7	327090.91
09/02/2018	3:26:28	8826400	316794	4051	54.81	1	14862.8
15/02/2018	5:00:16	8827216	316764	3721	14.26	2.1	16486761
16/02/2018	4:21:27	8827335	317127	4038	7.45	1	453789.69
01/03/2018	7:00:39	8827549	317235	3987	10.91	1.1	100267.37
06/03/2018	21:58:53	8827407	316800	3873	6.73	1.1	229576.23
25/03/2018	19:02:38	8827251	317036	4023	11.92	1.7	2033683.13
25/03/2018	19:02:09	8827292	317113	4017	10.56	1.6	1366276
24/05/2018	17:58:17	8826565	316731	4261	148.92	1	8486.31
08/06/2018	18:29:06	8827018	316723	3759	30.45	1.3	100.66
11/06/2018	6:39:06	8827472	316286	3897	22.55	2.1	11729832
24/06/2018	15:56:46	8826648	317037	3887	29.85	1.3	132185.98
30/06/2018	5:16:14	8826471	317094	3978	28.19	1	4009.36
30/06/2018	22:40:16	8826469	316951	3856	38.34	1	10012.68
11/07/2018	11:43:19	8827637	317364	4084	21.45	1	75699.42
12/07/2018	6:02:29	8826793	316939	4019	26.81	1.4	406445.06
24/07/2018	10:04:51	8826975	316815	3744	10.63	1.2	208438.25
07/08/2018	4:34:49	8827037	316797	3832	32.41	1	59567.36
09/08/2018	22:22:40	8826943	316837	3818	25.17	1.9	1289572.38
11/09/2018	7:12:53	8826791	317375	3971	20.51	1.4	313519.84
01/10/2018	22:16:03	8826902	316950	4101	16.2	1.2	55540.34

02/10/2018	14:43:57	8827281	317081	3695	22.03	2.5	4954404
22/10/2018	4:12:47	8827303	316808	3789	13.87	1	223577.42
23/10/2018	21:49:37	8827407	316799	3849	117.42	1.3	717317.88
25/10/2018	21:55:53	8827381	317122	4011	11.7	1.5	749308
27/11/2018	4:56:19	8827144	316952	3703	27.46	1.1	57852.07
21/12/2018	22:27:31	8827345	316866	4063	13.02	1.4	448517.66
05/03/2019	2:22:17	8827009	316628	3859	44.92	1.4	140666.16
08/03/2019	1:56:35	8826647	316809	3820	87.06	1.4	1588041.63
10/03/2019	10:43:28	8826956	317322	3492	22.02	1.1	39858.34
19/03/2019	18:30:24	8826901	316688	3739	40.43	1	21440.63
20/03/2019	18:38:32	8826807	316775	3815	35.19	1.2	75284.03
21/03/2019	6:05:15	8827249	316588	3703	16.43	1.3	108973.47
25/03/2019	11:19:04	8826894	316844	3666	16.57	1.1	491531.25
29/03/2019	9:24:42	8826966	316840	3710	18.43	1	105934.73
13/04/2019	6:02:31	8826937	316893	3693	21.75	1.1	82963.45
14/04/2019	19:46:38	8827273	316850	3776	22.94	1.6	1371900.63
17/04/2019	10:35:02	8827356	317359	3990	10.68	1.2	236112.23
24/04/2019	3:49:02	8826915	317061	3741	33.6	1.7	1096330.88
06/05/2019	4:32:24	8826587	317199	3711	9.87	1.4	18905.11
07/05/2019	16:29:11	8826629	317169	3606	6.68	1.1	28415.2
19/05/2019	0:23:13	8826648	316929	4180	72.7	1.4	97742.17
31/05/2019	8:21:37	8826897	316935	4218	57.93	1.8	1179977.38
07/06/2019	22:28:49	8827427	317047	3986	75.66	1.5	390555.25
11/06/2019	13:58:41	8827694	317415	3849	172.79	1	386.57
12/06/2019	20:58:51	8827001	316847	3783	32.75	1.2	7426.34
24/06/2019	5:01:32	8827065	316790	3818	17.66	1.6	314223.34
07/07/2019	2:50:27	8827209	316985	3755	19.32	1.1	933479
11/07/2019	2:08:29	8827131	316637	3777	27.6	1.1	31958.67
13/07/2019	10:40:53	8827122	316282	3982	75.64	1	16825.6

14/07/2019	0:29:26	8826933	317075	3663	58.13	1.3	319455.06
24/07/2019	13:18:40	8827004	317124	3654	26.89	1.6	972143.31
26/07/2019	1:56:24	8826799	316868	3525	51.2	1.3	67117.03
26/07/2019	1:56:25	8827042	317070	3703	32.55	1.3	65876.97
27/07/2019	11:38:38	8826996	316998	3476	62.75	1	9014.92
03/08/2019	13:41:07	8827491	317365	3616	31.99	2	16827794
04/08/2019	15:49:32	8826766	316919	3484	62.62	1	25340.31
13/08/2019	8:56:52	8826923	316828	3579	51.14	1.7	953006.5
17/08/2019	13:14:25	8826258	317153	4341	66.36	1.7	441473.78
12/09/2019	20:12:23	8827130	316785	3697	34.65	1.8	1316100.13
12/09/2019	8:30:05	8827119	316661	3476	32.92	1	27524.65
15/09/2019	6:18:08	8827472	317411	3580	164.63	1.4	24.61
23/09/2019	6:36:03	8826716	317056	3565	12.98	2.5	29196258
23/09/2019	2:05:47	8827256	316982	3878	16.58	1.3	522671.25
14/10/2019	12:52:19	8828300	317327	4229	142.52	1.8	1245122.88
15/10/2019	13:57:10	8827102	317036	4077	17.06	1.2	270649.63
28/10/2019	20:39:15	8826977	316888	3816	16.19	1.6	906878.94
28/10/2019	10:49:03	8827025	316978	3839	0	1.1	6038.73
03/11/2019	11:52:30	8827150	316943	3694	6.55	1.4	129879.66
12/11/2019	14:11:10	8827357	317030	3658	23.59	1.5	875799.94
21/11/2019	12:50:41	8827049	316660	3863	50.79	1	27330.09
02/12/2019	13:01:39	8826827	316444	4119	22.21	1.1	4319.2
03/12/2019	2:48:08	8827074	316665	3866	21.17	1.4	329765.69
03/12/2019	10:56:28	8827155	316844	3808	17.77	1	23046.45
11/12/2019	15:11:02	8827230	316377	3424	26.39	1.2	253987.28
11/12/2019	19:38:01	8826513	317226	3424	16.74	1.2	17.27
21/12/2019	22:30:10	8826953	316772	3878	22.83	1.1	6968.35
22/12/2019	8:52:29	8827231	316927	3684	21.11	2	7177859
24/12/2019	17:51:17	8826888	316879	3612	17.73	1.2	0.25

04/01/2020	9:34:38	8826750	316995	4116	35.87	1.2	22286.95
17/01/2020	21:13:39	8827491	317080	3784	45.4	1.1	80177.51
18/01/2020	21:46:03	8826976	316847	3832	22.75	1.5	619017.25
24/01/2020	1:35:15	8827336	317510	3718	180.81	1.7	1407.05
29/01/2020	17:45:58	8826986	316789	3839	39.25	1.1	14413.3
31/01/2020	12:34:31	8827010	316846	3720	11.14	1.1	1.4
02/02/2020	22:32:31	8826919	316851	3674	50.38	1.1	3.03
03/02/2020	13:33:22	8826735	317227	3684	37.84	1.1	9714.92
08/02/2020	2:32:03	8826986	316468	4044	326.85	1	109.41
09/02/2020	12:50:51	8827437	317021	3678	20.92	2.2	10487125
12/02/2020	17:52:50	8827645	316999	3701	33.11	1.4	331694.88
12/02/2020	18:02:50	8827055	316573	3875	87.86	1.4	12.54
16/02/2020	15:48:23	8827041	316514	3679	60.69	1.1	10.26
23/02/2020	16:59:01	8827316	317114	3678	0.64	1	561528.44
27/02/2020	15:49:36	8826956	316670	3879	118.69	1	1.81
06/03/2020	14:30:15	8826894	316235	4212	40.81	1.2	8174.24
08/03/2020	14:27:03	8826894	316205	4284	187.52	1.1	5355.24
10/03/2020	10:45:45	8826826	316399	4158	3.97	1.2	10328.88
12/03/2020	11:58:20	8827095	316499	3943	4.27	1.5	4.63
22/03/2020	2:07:55	8827609	317057	3769	53.84	1.2	22742.06
29/03/2020	23:45:20	8826980	316776	3921	46.89	1.1	13769.72
29/03/2020	23:45:38	8827007	316789	3918	69.26	1	6501.43
13/04/2020	4:33:49	8827297	316699	4118	35.12	1	41815.02
20/05/2020	6:27:16	8826964	316594	4229	74.16	1	0.17
21/05/2020	17:35:59	8827120	316718	3983	84.54	1.7	0.71
21/05/2020	20:04:24	8827054	316626	4029	137.44	1.6	0.08
24/05/2020	8:24:49	8827158	316825	3870	69.42	1.3	1.73
24/05/2020	7:56:31	8826479	316234	4179	85.67	1.2	0.08
31/05/2020	19:23:07	8826930	316623	3817	41.98	1.1	3.22

21/06/2020	6:58:52	8827438	316966	4099	38.49	1.4	66277.9
21/06/2020	11:30:36	8827302	316623	3684	27.94	1.1	179894.84
26/06/2020	6:10:16	8827134	316454	3942	211.37	1.2	77604.42
03/07/2020	10:20:14	8827342	316819	3794	11.84	1.9	1156941
07/07/2020	1:45:32	8827064	316502	3986	44.94	2.1	0.09
08/07/2020	16:29:14	8827674	317048	3745	45.35	2.2	7741501.5
19/07/2020	20:08:50	8826843	316854	4103	24.73	1.3	1.14
20/07/2020	2:11:01	8827007	316839	3801	50.56	1.8	550252.44
21/07/2020	5:14:14	8827033	316740	3772	21.58	1.1	56862.98
26/07/2020	3:01:09	8827203	316634	3989	88.04	1.2	12.16
27/07/2020	8:44:08	8826868	316815	3794	19.3	1.4	171836.25
29/07/2020	22:37:12	8826957	316647	4082	23.05	1.3	0.52

Tabla 23. Registro de monitoreo micro sísmico.

Fuente: Propia.

Se analizó las características mecánicas de la roca en laboratorio para saber si ella era propensa de estallidos de roca, para ello se aplicó la teoría del PES (energía potencial de deformación elástica) que relaciona el cociente de la resistencia a la compresión y el módulo elástico, todo ello a condición servo controlada (igual velocidad de carga durante todo el ensayo), para el caso se utilizó una prensa servo controlada de la empresa PROETI de 300 toneladas de carga máxima de marco.

En la mina de Casapalca no se tiene implementado un sistema de monitoreo micro sísmico, por ello no pueden tomar información de las acumulaciones de energía en sus labores de explotación, de tal forma que la secuencia de minado es por ley y accesibilidad, pero no se tiene en cuenta la concentración de energía.

Se tomó muestras de roca de las cuatro galerías consideradas GL. 6594-1NE; GL. 6756-1SW; GL. 6771-SW y GL. 6980-NE y se realizó en ensayos de compresión simple uniáxial no confinada y constantes elásticas, pero en condiciones servo controladas, esto es con control de carga constante, para determinar la probabilidad de estallido de roca que pudieran tener esta roca, los resultados se muestran en la tabla 24.

Muestra	Resistencia	M. Young	Poisson	PES
---------	-------------	----------	---------	-----

	(MPA)	(GPA)		(KJ/m3)
M-1	85,9	17,9	0,25	206,11
M-2	75,9	21,4	0,23	134,60
M-3	75,4	17,8	0,24	159,70
M-4	72,5	20,5	0,22	128,20
M-5	65,6	27,4	0,21	78,53
M-16	80,7	19,4	0,25	167,85
M-27	85,9	20,5	0,24	179,97
M-39	86,5	21,2	0,22	176,47
M-42	79,3	19,7	0,25	159,61
M-43	76,5	21,2	0,26	138,02

Tabla 24. Valores de PES obtenidos por ensayos de laboratorio.

Fuente: Rock Lab Ingenieros.

Correlacionando los valores obtenidos de laboratorio con la tabla de Kwasniewski, según muestra la tabla 5.

Según los resultados obtenidos la mina se encuentra entre **riesgo moderado a alto** para eventos de estallidos de roca.

El criterio de Wang (1998), contempla tanto el estado tensional del macizo rocoso como las características mecánicas de las rocas, y constituye una evolución del Criterio de falla de Hoek, (1980). Los resultados de cálculo del esfuerzo tangencial considerando una profundidad cercana a los seiscientos cincuenta metros con una densidad promedio de 2.70 gr/cc, se muestran en la siguiente tabla 25.

Muestra	Esf. Tangencial (MPA)	R. Compresiva (MPA)	Ts
M-1	22,7	85,9	0,26
M-2	22,7	75,9	0,30
M-3	22,7	75,4	0,30
M-4	22,7	72,5	0,31
M-5	22,7	65,6	0,35
M-16	22,7	80,7	0,28
M-27	22,7	85,9	0,26
M-39	22,7	86,5	0,26
M-42	22,7	79,3	0,29
M-43	22,7	76,5	0,30

Tabla 25. Valores obtenidos de laboratorio del Ts.

Fuente: Propia.

De acuerdo con la tabla de Wang (1998), los valores obtenidos corresponden a un **riesgo débil a moderado** para estallidos de roca, según tabla 6.

En los estudios realizados en mina Casapalca y Yauliyacu no se realizaron ensayos servo controlados y por ello no se calculó el PES ni el Ts, por esta razón no se tuvo las herramientas tecnológicas para prever el evento.

Según el criterio de Deere (1963), sobre la calidad de roca según el fracturamiento y de los reportes de la zona problema del NV. 3710 en las GL. 6594-1NE, GL. 6753-1SW, GL. 6771 SW y GL. 6771 NE, el RQD está en el rango de 50% - 75% y según indica la tabla 7 el riesgo de estallidos de rocas es moderado.

De acuerdo a la data de campo la roca se encontraría en la condición de **Riesgo moderado**.

Según el criterio de Sing H, (1992), sobre altos esfuerzos en túneles, según muestra la figura 33.

Donde relaciono diez casos históricos de túneles con altos esfuerzos versus la calidad del macizo rocoso, de acuerdo con nuestra data de campo, luego de correlacionar el RMR=45 con Barton (74) el $Q=1.29$, el valor estimado será moderados esfuerzos.

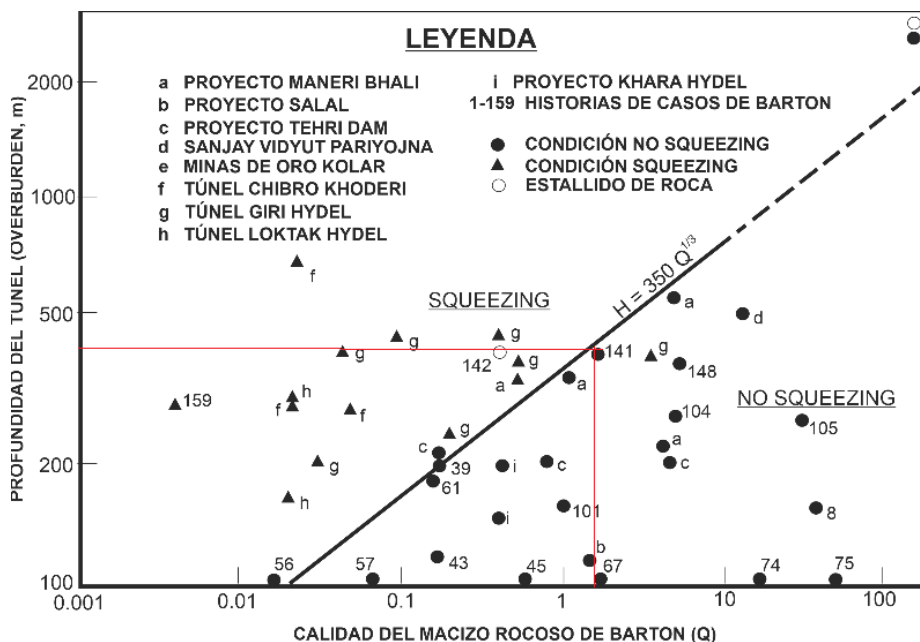


Figura 33. Estimación de la probabilidad de estallido de roca según Sing H., (1992).

Fuente: Propia.

Según el criterio de Goel, establecido a partir de datos provenientes de noventa y nueve (99) obras subterráneas en Escandinavia, Reino Unido e India. Se hace la correlación de la ecuación de Goel en función del Q de Barton, así como el RMR.

En nuestro caso se tiene una profundidad cercana a los 650 metros, una sección de 4 x 4 y un Q de Barton de 1.29, al reemplazar estos valores en la ecuación siguiente se tiene:

$$275 \cdot Q \cdot 0,33 \cdot B - 0,1 < H < 450 \cdot Q \cdot 0,33 \cdot B - 0,1$$

$$468.17 < H < 766.16$$

Según el criterio de Goel, el valor obtenido corresponde a una **Fluencia moderada a severo, el cual se muestra en la figura 34.**

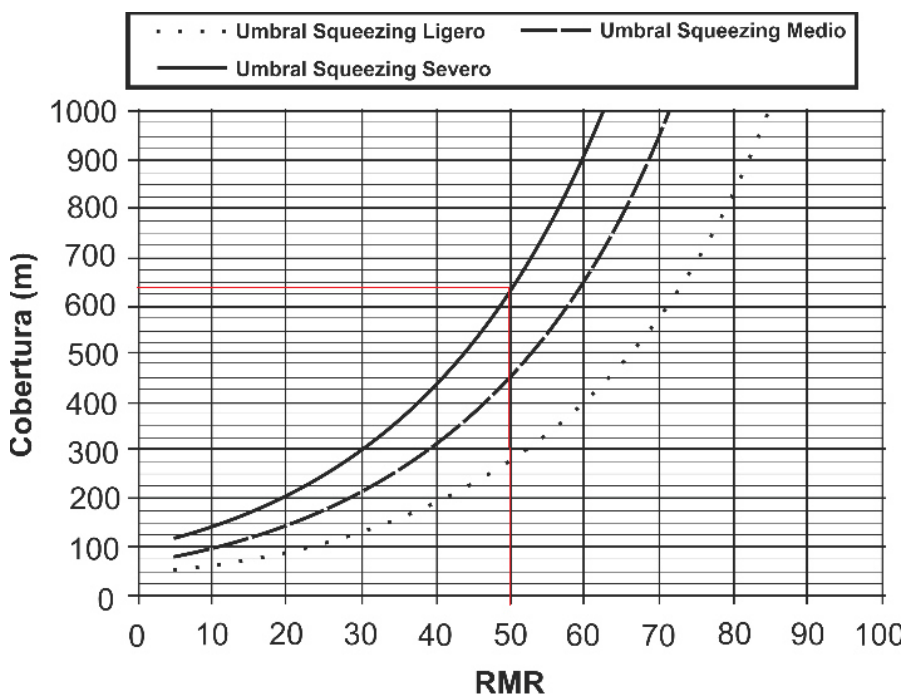


Figura 34. Riesgo moderado a severo en estallidos de roca.

Fuente: Propia.

Según el criterio de Barla, (1995), mediante el cociente de la resistencia del macizo rocoso entre el producto de la densidad de la roca y la cobertura se podría estimar el grado de squeezing.

$$\frac{\sigma_{cmass}}{\gamma z}$$

Según los datos de ensayos de compresión triaxial obtenidos en muestras de campo de las galerías GL. 6594-1NE; GL. 6756-1SW; GL. 6771-SW y GL. 6980-NE, se obtuvo los siguientes valores, según muestra la tabla 26.

<i>Muestra</i>	Diámetro	Altura	Confinamiento	Esfuerzo rotura	Constante	Cohesión	Ang. de Fricción Interno
	(cm)	(cm)	σ_3	σ_1	"mi"	"c"	(°)
			(MPa)	(MPa)		(MPa)	
M-17	4.76	9.38	2	114.1	12.59	20.53	46.07
	4.76	9.28	4	126.6			
	4.76	9.40	6	138.7			
M-26 / M-25	4.71	9.35	2	114.1	13.40	20.01	46.94
	4.71	9.40	4	127.6			
	4.71	9.41	6	139.8			
M-39 / M-38	4.73	9.21	2	110.8	14.95	18.52	48.24
	4.73	9.26	4	124.8			
	4.73	9.05	6	138.3			
M-42	4.72	9.26	2	92.5	14.40	15.65	47.09
	4.73	9.37	4	105.8			
	4.73	9.31	6	118.4			
M-44 / M-45	4.71	9.32	2	134.1	15.83	21.95	49.63
	4.71	9.35	4	149.3			
	4.71	9.28	6	163.7			

Tabla 26. Resultados de ensayos de compresión Triaxial de laboratorio.
Fuente: Propia.

Del artículo herramienta geológica amigable para la estimación de la resistencia de la roca (Geologically friendly tool for rock mass strength estimation), de Paul Marinos & Ever Hoek (2000), según la figura 35, al cual se ingresa con el GSI correlacionado con el RMR (45) menos cinco unidades, el cual nos da un valor de 40 y el mi obtenido del ensayo de compresión triaxial y se obtiene la relación del criterio de falla de Hoek & Brown, se tiene:

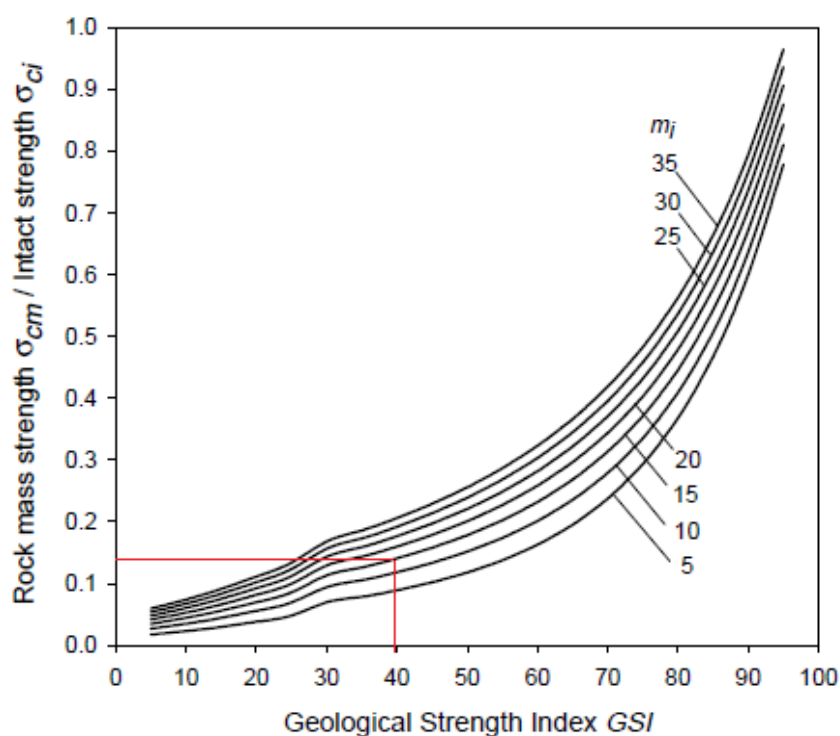


Figura 35. Determinación de probabilidad de falla por estallidos de rocas.

Fuente: Propia.

$$\sigma_{mr} / \sigma_{ci} = 0.15$$

Si tomamos en cuenta que la resistencia promedio de la roca es 105 MPa, se determina que la resistencia del macizo rocoso es 15.75 MPa en promedio.

A partir de ello procedemos a calcular de acuerdo con la teoría de Barla (1995), al reemplazar los valores de la densidad de la roca y la carga litostática, nos arroja un valor de 0.93, el cual corresponde a un **squeezing ligero a moderado**, según se muestra en la tabla 8.

Otra de las técnicas que nos ayudan a determinar la calidad de la roca es mediante la geofísica, para ello se realizó ensayos de velocidad de propagación de ondas, mediante el equipo pundit lab (Proceq).

De los ensayos de laboratorio realizado en muestras de campo de las galerías GL. 6594-1NE; GL. 6756-1SW; GL. 6771-SW y GL. 6980-NE, se tiene los siguientes resultados, según muestra la tabla 27.

Muestra	Distancia	Tiempo	Velocidad	Velocidad
---------	-----------	--------	-----------	-----------

	(m)	(μ s)	(m/ μ s)	(m/s)
M-17	0,0938	36,4	0,0026	2576,9231
M-17	0,0928	38,2	0,0024	2429,3194
M-17	0,094	32,4	0,0029	2901,2346
M-25	0,0935	31,6	0,0030	2958,8608
M-25	0,094	33,8	0,0028	2781,0651
M-26	0,0941	34,5	0,0027	2727,5362
M-38	0,0921	39,1	0,0024	2355,4987
M-39	0,0926	33,6	0,0028	2755,9524
M-39	0,0905	33,4	0,0027	2709,5808
M-42	0,0926	34,2	0,0027	2707,6023
M-42	0,0937	31,2	0,0030	3003,2051
M-42	0,0931	38,5	0,0024	2418,1818
M-44	0,0932	36,4	0,0026	2560,4396
M-44	0,0935	32,5	0,0029	2876,9231
M-45	0,0928	33,9	0,0027	2737,4631

Tabla 27. Valores de propagación de ondas obtenidos del ensayo con el equipo Pundit Lab.

Fuente: Propia.

Según las investigaciones de Jakovsky (1950), los valores obtenidos serian para **roca caliza**, según muestra la Figura 36.

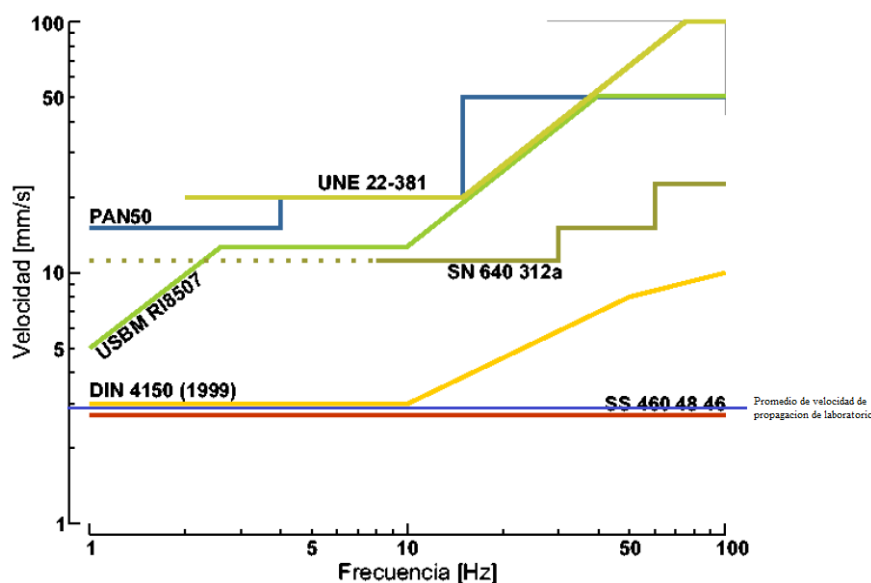


Figura 36. Normativa internacional de daño al macizo rocoso.

Fuente: Reglamentación internacional de vibraciones.

Según grafico podemos deducir que el macizo rocoso se encuentra en el límite de daño por estallidos de roca, según el ensayo de velocidad de propagación de ondas, según figura 36.

De la demanda de sostenimiento, según el grafico nos encontramos en la categoría de demanda que será de media a alta, ello con relación a los valores obtenidos de la propagación de onda mediante el pundit lab (V_p) en promedio 3000 m/s. Según figura 37, la resistencia compresiva de la roca encajonante (UCS) en promedio 110 MPa y la demanda de energía estaría entre 15 a 20 KJ/m².

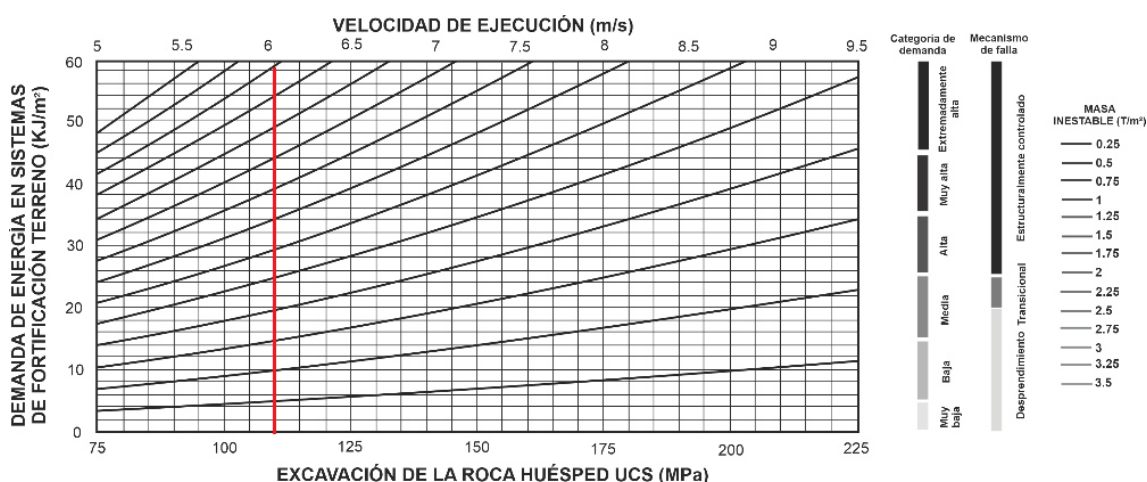


Figura 37. Demanda de energía para sostenimiento dinámico.

Fuente: Propia.

De acuerdo con la tabla 14, de métodos de control de estallidos de roca estamos en la etapa organizacional donde debemos considerar lo siguiente: entrenamiento de personal, organización del servicio de mecánica de rocas, análisis del nivel de peligro, establecer zonas de nivel especial de peligro de estallido de roca, periodos de espera y minimización de personal.

De acuerdo al monitoreo micro sísmico de los eventos de mayor magnitud registrados desde el 2017 al 2020 en la zona de estudio, así como en zonas circundantes tenemos registros variables que van de 1.0 KW a 2.7 KW (magnitud momento), este parámetro registra no solo la magnitud sino la cantidad de energía liberada y la distancia a la cual la roca se deforma. Según se muestra en la tabla 28.

Date	Time	Northing	Easting	Depth	Error	MoMag	Energy
03/06/2017	14:08:56	8827032	317370	3722	16.21	1	92315.3
09/06/2017	10:17:52	8827021	316834	3686	17.52	1	99930.42
15/09/2017	7:02:56	8827024	316830	4175	13.01	1	4853.05
15/09/2017	17:47:40	8827045	317174	3872	4.33	1	9770.86
12/11/2017	9:52:14	8827181	316958	4056	16.31	1	90719.91
18/12/2017	1:28:13	8826809	316388	4186	57.2	1	8.83
05/08/2017	8:21:26	8826774	317046	3724	48.76	2.7	161703904
23/09/2019	6:36:03	8826716	317056	3565	12.98	2.5	29196258

Tabla 28. Valores máximos de liberación de energía.

Fuente: Data micro sísmica mina.

En base a toda la información obtenida de campo, los resultados de laboratorio de mecánica de rocas y el monitoreo micro sísmico, se concluyó que el sostenimiento a las labores en estudio debe ser del tipo dinámico.

En la mina de Casapalca no se puede tomar esa decisión dado que no se conoce la magnitud de liberación de energía, allí solo se está realizando extensométricas o medición de deformaciones de labores, es por ello que siguen usando sostenimiento estático que tiene baja deformación.

Selección diseño y evaluación de sostenimiento dinámico

Dado que la deformación del sostenimiento estático en labores permanentes es del 7% por cada 200.0 mm de longitud de perno y en labores temporales los pernos pueden deformarse hasta 20% por cada 200 mm de longitud de perno, esta deformación es insuficiente ante eventos dinámicos.

Por ello se toma la decisión de instalar pernos dinámicos dado que ellos tienen la propiedad de deformarse más del 60% de su longitud y pueden mitigar la liberación de energía hasta 45 KJ.

Según la data del monitoreo micro sísmico la liberación de energía (Tabla 23) está en el rango promedio de energía de 9 a 35 KJ/m².

Se instalaron cinco (05) pernos dinámicos en el NV. 3710. GL.6980., según el siguiente procedimiento:

El equipo utilizado para las pruebas fue un empernador Bolter, para la perforación se utilizó broca de 36.0 mm. La calidad geomecánica del terreno

es: III-A (Según Bieniawski 89) y el diámetro del perno dinámico fue de: 16.0 milímetros.

Es importante destacar que el diámetro de 16 mm es solo mínimamente menos rígido en la respuesta inicial que la rígida barra de refuerzo deformada de 16 mm de diámetro inyectada (Barra corrugada).

Su efectividad en "reforzar" la roca es, por lo tanto, prácticamente el mismo que el de los sistemas rígidos, mientras que su efecto de "retención" se mantiene hasta por 10 o más veces por un mayor desplazamiento, por ello su absorción de energía de este perno dinámico es de 40 KJ de energía.

Cabe indicar que la absorción de energía del perno dinámico, está en relación del diámetro del perno, la figura 38 muestra la comparación de absorción de energía de un perno convencional (estático) y un perno dinámico.

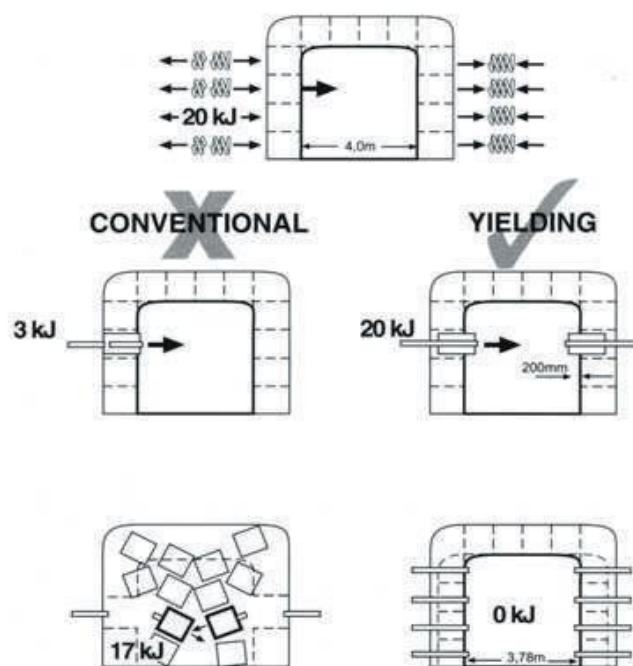


Figura 38. Esquema de absorción de energía.

Fuente. Aveng Group.

Se realizó cinco taladros de diámetro 36.0 mm. Luego se inyectó grouting (cemento a granel), al taladro y posteriormente se inyectó los pernos dinámicos, luego de tres días de instalado se procedió a realizar la prueba de Pull Test, la metodología de la prueba es jalar hasta 23 toneladas y luego liberar el equipo y nuevamente volver a carga con la última carga dada y medir la deformación para generar la curva esfuerzo deformación, los resultados de la prueba se muestran en la tabla 29.

Carga	Desplaz. Perno 1	Desplaz. Perno 2	Desplaz. Perno 3	Desplaz. Perno 4	Desplaz. Perno 5
(Ton)	(mm)	(mm)	(mm)	(mm)	(mm)
0	0	0	0	0	0
4	1.5	0.5	1.3	2	3.1
8	6.4	0.8	7	8.9	7.6
12	15.2	0.8	10.1	15.4	7.9
16	18.9	1.0	14.2	21	8.4
20	21.3	1.1	18.3	24.8	8.9
24	23.1	1.1	19.4	26.3	10
28	27.3	1.7	20.5	28.1	11.9
32	33.2	2.6	22.5	32.5	14.3
36	41.0	3.6	25.5	39.1	17.2
40	49.1	4.7	32.5	47.6	20.1
42	65.0	5.9	58.5	58.1	60.3

Tabla 29. Prueba de Pull Test.

Fuente: Propia.

Donde podemos notar que los pernos dinámicos 1,3,4,5 han sido inyectados (están deformados y mitigando la magnitud de esfuerzos), por la magnitud de liberación de energía y el perno ha sido deformado, en el caso del perno 2 no ha sufrido problemas de esfuerzo por ello tiene baja magnitud de deformación, como si fuera un perno estático. El proceso de la prueba de pull test se muestra en las figuras.



Figura 39. Preparación para instalación del perno dinámico.

Fuente: Propia.



Figura 40. Colocación de barra de jale.
Fuente: Propia.



Figura 41. Barra de jale instalada para tracción del perno dinámico.
Fuente: Propia.



Figura 42. Perno dinámico instalado.
Fuente: Propia.



Figura 43. Prueba de Pull test de perno dinámico.
Fuente: Propia.

En el caso de los pernos dinámicos, estos pueden trabajar como pernos estáticos cuando no exista requerimiento de altos esfuerzos. Pero se activan automáticamente cuando se presentan eventos dinámicos debido a su alta deformación, el monitoreo micro sísmico nos ayudará a determinar las zonas donde se deberá instalar pernos dinámicos, en caso de no contar con ello se

deberá recurrir a control extensométrico de deformación y ocurrencia de lajas en los hastiales de la excavación.

4.2 Prueba de hipótesis

4.2.1 Hipótesis general

¿Si diseñamos un sostenimiento dinámico en función de las propiedades dinámicas de la roca lograremos mitigar los estallidos de roca en labores mineras con altos esfuerzos?

4.2.2 Hipótesis específicas

- a) ¿Las técnicas y métodos adecuados nos permitirán conocer las propiedades dinámicas de la roca?
- b) ¿El monitoreo micro sísmico nos dará valores de concentración de esfuerzos para el diseño de sostenimiento?
- c) ¿Si optimizamos un soporte dinámico de acuerdo al requerimiento dinámico de la roca se obtendrá la estabilidad de las labores mineras?

4.2.3 Identificación de variables

Hipótesis general

Hipótesis: Si diseñamos un sostenimiento dinámico en función de las propiedades dinámicas de la roca lograremos mitigar los estallidos de roca en labores mineras con altos esfuerzos.

Variables de hipótesis general

Variable independiente:

-Diseño de sostenimiento dinámico en función de las propiedades dinámicas de la roca.

Variable dependiente:

-Lograr mitigar los estallidos de roca en labores mineras con altos esfuerzos.

Hipótesis específicas

Variables de hipótesis específicas 1

-Las técnicas y métodos adecuados nos permitirán conocer las propiedades dinámicas de la roca.

Variable independiente

-Técnicas y métodos adecuados.

Variable dependiente:

-Permiten conocer las propiedades dinámicas de la roca.

Hipótesis específica 2:

-El monitoreo micro sísmico nos dará valores de concentración de esfuerzos para el diseño de sostenimiento.

Variable independiente

-Modelo numérico.

Variable dependiente

-Valores de concentración de esfuerzos para el diseño de soporte en función de las propiedades dinámicas de la roca.

Hipótesis 3:

-Si optimizamos un soporte dinámico de acuerdo al requerimiento dinámico de la roca se obtendrá la estabilidad de las labores mineras.

Variable independiente:

-Optimización de soporte dinámico de acuerdo al requerimiento dinámico de la roca.

Variable dependiente:

-Estabilidad de las labores minera.

4.2.4 Operacionalización de variables

En la siguiente tabla 30, se muestran las variables consideradas, definición conceptual, dimensiones, indicador y unidad de medida.

Variable	Definición Conceptual	Dimensiones	Indicador	Unidad de Medida
Diseño de sostenimiento dinámico según las propiedades dinámicas de la roca	Determinar el arreglo de sostenimiento requerido en condiciones de altos esfuerzos que sobrepasan la resistencia de la roca, en función de las propiedades dinámicas obtenidas por el monitoreo sísmico	Magnitudes sísmicas	Registros sísmicos	Diferentes longitudes de onda
		Petrografía	Textura y minerales que forman la roca	Tamaños, forma de minerales y porcentaje
		Características	Condiciones geomecánicas	RQD RMR Q
Mitigar los estallidos de roca en labores mineras con altos esfuerzos	Al determinar las magnitud de energía que libera la roca debido a los altos esfuerzos mediante el monitoreo sísmico en tiempo real se puede determinar el tipo de elemento de sostenimiento dinámico que tenga alta capacidad de absorción de energía y desplazamiento que pueda mitigar el efecto destructivo de esta energía	Estallidos de rocas	Criterio de falla de roca	Criterio de la energía de deformación elástica (PES)

Tabla 30. Matriz de Operacionalización de variables.

Fuente: Propia.

Matriz de consistencia

En la tabla 31 se presenta la matriz de consistencia que tiene como título:

DISEÑO DE SOSTENIMIENTO DINAMICO PARA MITIGAR ESTALLIDOS DE ROCA.

1.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	2.- OBJETIVOS	3.-METODOLOGIA	4.- HIPÓTESIS	5.- VARIABLES
1.1 Problema General. 1.2 ¿Cómo diseñamos el sostenimiento dinámico para mitigar los estallidos de rocas?	Objetivo General Diseñar el sostenimiento dinámico para mitigar los estallidos de roca.	Tipo cuasi experimental. - No se puede manejar todas las variables. Diseño descriptivo. - Identificamos la magnitud de energía liberada. Exploratorio. - No se ha realizado trabajos similares en el país. Correlacionar. - Determinamos la geometría del elemento de soporte en función de la magnitud de energía liberada.	HIPÓTESIS GENERAL. Si diseñamos un sostenimiento dinámico en función de las propiedades dinámicas de la roca lograremos mitigar los estallidos de roca en labores mineras con altos esfuerzos.	VARIABLE INDEPENDIENTE (V I) Diseño de sostenimiento dinámico en función de las propiedades dinámicas de la roca. Técnicas y métodos adecuados. Modelo numérico.
1.2 Problemas Específicos: a) ¿Qué características geomecánicas tendrá el macizo a estudiar? b) ¿Cómo identificamos las zonas con liberación de energía? c) ¿Cómo zonificamos dinámicamente con	Objetivos Específicos. a) Caracterizar el macizo rocoso. b) Identificar las zonas de liberación de energía. c) Zonificar dinámicamente por la magnitud de energía liberada.	POBLACIÓN Galería con presencia de altos esfuerzos. MUESTRA Dominio estructural.	HIPÓTESIS ESPECIFICAS Las técnicas y métodos adecuados nos permitirán conocer las propiedades dinámicas de la roca. El modelo numérico nos dará valores de concentración de esfuerzos para el diseño	VARIABLE DEPENDIENTE (V D) Lograr mitigar los estallidos de roca en labores mineras con altos esfuerzos. Permiten conocer las propiedades dinámicas de la roca.

<p>los parámetros de magnitud de energía el área de estudio?</p> <p>d) ¿Cómo determinamos las propiedades dinámicas del macizo rocoso?</p> <p>e) ¿Cómo seleccionamos y evaluamos el sostenimiento dinámico?</p> <p>f) ¿Que diseño será el óptimo aplicando sostenimiento dinámico para mitigar los estallidos de rocas?</p> <p>g) ¿Que pruebas de eficiencia de sostenimiento serán necesarias?</p>	<p>d) Determinar las propiedades dinámicas del macizo rocoso.</p> <p>e) Selecciona y evaluar el sostenimiento dinámico.</p> <p>f) Diseñar el sostenimiento dinámico para mitigar los estallidos de rocas.</p> <p>g) Realizar pruebas. de performance del sostenimiento dinámico.</p>		<p>de soporte en función de las propiedades dinámicas de la roca.</p> <p>Si optimizamos un soporte dinámico de acuerdo al requerimiento dinámico de la roca se obtendrá la estabilidad de las labores mineras.</p>	<p>Valores de concentración de esfuerzos para el diseño de soporte en función de las propiedades dinámicas de la roca.</p>
---	--	--	--	--

Tabla 31. Matriz de consistencia.

Fuente: Propia.

De los resultados obtenidos en la investigación, podemos concluir que si se ha cumplido el objetivo general que es diseñar un sostenimiento dinámico para mitigar los estallidos de rocas mediante el conocimiento de sus propiedades dinámicas, hay que tener en cuenta que la roca tiene un comportamiento mecánico diferente ante la presencia de altos esfuerzos y que está en función de la litología de la misma y otros factores, lo cual hace que la roca pueda almacenar energía hasta ciertos niveles y luego liberarlas abruptamente generando eventos no deseados, también es importante indicar que el sostenimiento en condiciones dinámicas debe incluir un sostenimiento dinámico que la diferencia del estático por el alto grado de deformación que tiene.

El sostenimiento estático con pernos en labores permanentes tiene una deformación del 7%, mientras que en labores temporales los pernos tienen una deformación de 18%, lo cual es insuficiente en labores con altos esfuerzos, es por ello que se utilizan los pernos dinámicos los cuales tienen una alta deformación mayor a 60% y con ello se puede lograr mitigar los estallidos de roca.

4.3 Presentación de resultados

En las figuras 30, 31 y 32 se presenta el plano topográfico, geológico y geomecánico del NV. 3710, respecto al plano topográfico se muestran las ubicaciones de las GL. 6594-1NE, GL. 6753-1SW, GL. 6771 SW y GL. 6771 NE, respecto al plano geológico podemos concluir que la litología predominante es caliza y con respecto al plano geomecánico la calidad del macizo rocoso presenta dos calidades una del tipo III-A y otra del tipo III-B. De todo lo anterior podemos concluir que se presentan dos calidades de masa rocosa lo cual influye en la estabilidad de la excavación.

En las tablas 11, 12, 13 y 14 nos muestran la clasificación geomecánica de las cuatro galerías consideradas GL. 6594-1NE; GL. 6756-1SW; GL. 6771-SW y GL. 6980-NE, podemos notar que todas tienen la clasificación de **tipo de roca III (A-B)**, lo cual indica que es una **roca competente**.

En la tabla 7 de Deere (1963) sobre el grado de fracturamiento, las GL. 6594-1NE, GL. 6753-1SW, GL. 6771 SW y GL. 6771 NE presentan un rango de 50 – 75%, lo cual indica la presencia de bloques medianos a grandes y la probabilidad de generarse en ella un estallido de roca es **moderada a alta**.

En la tabla 23 se presenta la data de monitoreo micro sísmico se presentan registros de monitoreo desde el 24/04/2017 al 29/07/2020, de la cual podemos concluir que los rangos promedios de liberación de energía esta entre **9 a 35**

KJ de energía, pero también se presentan valores atípicos los cuales no pueden ser controlados dado que son aleatorios.

En la tabla 24 se presenta los resultados obtenidos en laboratorio de la resistencia compresiva uniáxial y módulos elásticos, pero a condiciones servo controladas y según la teoría del PES de Kwasniewski (tabla 5), la roca se encuentra en riesgo **moderado a alto**.

En la tabla 25 se presentan los resultados del estado tensional según Wang (1998), con valores obtenidos de 0.26 a 0.30 y que según la tabla 6, la roca se encontraría en riesgo **débil a moderado**.

En la figura 33 se muestra el resultado de Sing H. (1992). Donde relaciono diez casos históricos de túneles con altos esfuerzos versus la calidad del macizo rocoso, de acuerdo con nuestra data de campo, luego de correlacionar el $RMR=45$ con Barton (74) el $Q=1.29$, el valor estimado será **moderados esfuerzos**.

De la figura 34 Según el criterio de Goel, establecido a partir de datos provenientes de noventa y nueve (99) obras subterráneas en Escandinavia, Reino Unido e India, según nuestros datos el valor obtenido corresponde a una **Fluencia moderada a severo**.

En la tabla 26 se presentan los resultados de laboratorio de compresión Triaxial, el mismo que indica que el valor del σ_1 está en el rango de 12 a 15.

En la figura 35 se presenta el grafico de Hoek & Marinos (2000), que relaciona la resistencia compresiva del macizo rocoso con la resistencia compresiva de la roca intacta a partir del valor del σ_1 de la compresión triaxial, el mismo que al reemplazar nos da un valor de resistencia compresiva de macizo rocoso de 15.75 MPa.

La tabla 27 presenta el resumen de los valores obtenidos en la prueba de velocidad de propagación de ondas realizadas con el equipo Pundit Lab (Proceq), el cual arroja valores entre 2000 a 3000 m/s, el cual corresponde a roca caliza.

En la figura 36 se presenta un cuadro de la reglamentación internacional por daño de voladura al interpolar nuestro valor obtenido promedio de velocidad de propagación de ondas notamos que estamos en el límite de daño al macizo rocoso.

De la figura 27 de la demanda de sostenimiento con relación a la energía liberada, según nuestra data de resistencia compresiva de 110 MPa, ello nos lleva a obtener una necesidad de demanda de 15 a 20 KJ de energía para poder mitigar los estallidos de roca.

En la tabla 28 se muestran los valores más altos obtenidos de liberación de energía mediante el monitoreo micro sísmico, ello tiene como fin tratar de determinar los niveles de requerimiento de sostenimiento.

En la tabla 29 se presenta los resultados de la prueba de Pull test a los pernos dinámicos Durabar, donde podemos notar que se carga hasta las 42 toneladas y la deformación registrada es de 65.0, 5.9, 58.5, 58.1 y 60.3. De los valores obtenidos podemos indicar que el segundo perno ya se había estirado producto de un evento sísmico y estaba trabajando como un tendón.

CAPITULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

- Para poder mitigar los estallidos de roca se deberá conocer la probabilidad de riesgo de liberación de energía de la masa rocosa, mediante la teoría del PES, Wang, Sing H, y otros.
- Según Kwasniewski (PES), que correlaciona la resistencia compresiva con el módulo de elasticidad determinados por ensayos servocontrolados, los valores obtenidos están entre 78.53 KJ/m³ a 206.11 KJ/m³, lo cual le corresponde un riesgo moderado a alto para ocurrencia de liberación de energía (estallidos de roca).
- Del criterio de Wang, (1988), se determinó de acuerdo a la relación entre el esfuerzo tangencial y la resistencia compresiva rangos de 0.26 a 0.30, lo cual corresponde a un riesgo débil a moderado para estallidos de roca.
- Del criterio de Sing H, (1992), que correlaciona la profundidad del túnel con la calidad geomecánica del macizo rocoso (Q), la zona de estudio se encuentra en el umbral de acumulación de energía.
- Según Goel et al. (1995), de los resultados de estudios en 99 minas que relaciono la carga litostática, el ancho del túnel y la índice calidad túnelera (Q), la zona de estudio se encuentra en una condición de fluencia moderada a severo.
- Del criterio de Barla, (1995), que relaciona la resistencia del macizo rocoso con el esfuerzo vertical. La zona de estudio se encuentra en condición de concentración de energía ligero a moderado.

- Del ensayo de velocidad de propagación de onda realizada a muestras de testigos diamantinos de la zona de estudio, los resultados obtenidos están en el rango de 2418.18 m/s a 3003.20 m/s. Lo cual confirma la calidad geomecánica de la zona considerada en el estudio que corresponde a un tipo III (Bieniawski 89).
- En el NV. 3710. Mina socorro en las GL. 6594-1N; GL. 6756-1SW; GL. 6771-SW y GL. 6980-NE, se llevó a cabo el estudio, debido al reporte de eventos sísmicos y falla del sostenimiento, teniendo como resultado de calidad de macizo rocoso de tipo III.
- En mina socorro en el NV. 3710, donde ocurren los eventos sísmicos se encuentra a 700 metros de profundidad, el estallido de roca se produce por la secuencia de minado y la alteración de la roca (venas de cuarzo en caliza), que eleva la calidad geomecánica del macizo rocoso, el estallido de rocas en minas se produce por diversos factores, no dependiendo exclusivamente de la profundidad.
- Se diseñó un sostenimiento flexible según la probabilidad de producirse el estallido de rocas, para lograr mitigar el evento sísmico. Al seleccionar el sostenimiento mediante un perno dinámico, se deberá tener en cuenta la capacidad de absorción de energía que este pueda tener, en razón que esta magnitud está con relación al diámetro del perno. El perno dinámico de 16.0 mm de diámetro puede soportar hasta 25 KJ de energía y en diámetro de 20.0 mm pueden soportar hasta 35 KJ de energía, de tal forma de hacer más racional en seguridad y costo el sostenimiento.
- De los ensayos de Pull Test a los pernos dinámicos 1, 3, 4 y 5 de dos metros de longitud todos ellos presentan una alta deformación (58.1 a 65.0 mm), lo cual nos confirma la elasticidad del material con la que está fabricado el perno dinámico, salvo el perno 2 que su deformación fue muy baja (5.9 mm). Lo cual nos indica que el perno 2 ya estaba activado mitigando la deformación del macizo rocoso y en el caso de los demás pernos todavía no se presentaban eventos dinámicos y estaban trabajando como pernos estáticos por todo ello, se seleccionó el perno dinámico por su alta elasticidad y absorción de energía para mitigar estallido de rocas.
- Al realizar el estudio se determinó que el RQD de Deere (1963) está en el rango de 50% - 75%, lo cual indica un bajo fracturamiento y hace propenso al macizo rocoso de almacenar energía con una alta probabilidad de generar un estallido de roca.

- Llevar a cabo un estudio previo de los factores que influyen en la ocurrencia de eventos sísmicos como el nivel de fracturamiento, litología, labores cercanas, profundidad, presencia de fallas, secuencia de minado, etc.

-

RECOMENDACIONES

- El proceso inicial para determinar la necesidad de uso de un sostenimiento dinámico se inicia con la instalación de un sistema de extensometría.
- Desarrollar a nivel país un programa de medición de esfuerzos in - situ, para que los modelos numéricos de diseño sean más coherentes y racionales.
- Elaborar una reglamentación especial para minas con altos esfuerzos, en base a reglamentaciones internacionales.
- Realizar un planeamiento de minado más racional teniendo en cuenta los parámetros de ocurrencia de eventos dinámicos (liberación de energía).
- Implementar el uso de pernos dinámicos en zonas de probabilidad de estallidos de roca, hay que tener en cuenta que los pernos dinámicos presentan una alta deformación ante la presencia de liberación de energía y de esta forma pueden mitigar dichos eventos.
- Se debe implementar sistemas de monitoreo micro sísmico en minas con problemas de altos esfuerzos sísmico, como una forma de determinar la magnitud y dirección del evento sísmico para poder identificar las zonas donde se deberá instalar pernos dinámicos.
- En la actualidad se han creado nuevos laboratorios de mecánica de rocas públicos y privados en el país, pero la mayoría no son certificados, se requiere una normativa para corregir este problema y poder tener la seguridad que los valores entregados sean los más cercanos a la realidad, de tal forma de poder tener confianza en los modelos numéricos.

VI. REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Álzate López Héctor. (2006). *Física de las ondas*. Universidad de Antioquia
- Agrawal, P. K., et al. *Seismic Response of Buried Pipes and Structural Components, ASCE Committee on Seismic Analysis on Nuclear Structures and Materials, 1983*. Bolt, B. A., *Earthquakes: A Primer*, W. H. Freeman and Company, 1978.
- Alfonso Álvarez Manilla Aceves. (2003). *Geofísica aplicada en los proyectos básicos de ingeniería civil*. Publicación Técnica No. 229 Sanfandila, Qro.
- Álvarez Manilla A A., (2003). *Evaluación de los Módulos Elásticos Dinámicos in-situ*. 2nd International Course on Computational Geotechnics". Santiago de Querétaro, Qro. SMMS.
- Barla, G. 1995. Tunnelling under squeezing rock conditions. Innsbruck: Eurosummer - School in Tunnel Mechanics.
- Barton, Nick et al. (1996). *Rock Burst Problems in Road Tunnels*.
- Bieniawski, Z.T. (1967). *Mechanism of brittle fracture of rock, parts I, II and III*. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* 4 (4), 395 – 430.
- Bieniawski, Z.T. (1978). *Determining rock mass deformability - experiences from case histories*. *Int. J. Rock Mech. Min. Sci. & Geomech. Abstr.* (15), 237 – 247.
- B.G.H. Brady & E.T. Brown. *Rock mechanic for Underground Mining* (2nd Edition). University of Queensland Australia. Editor: Kluwer Academics.
- Brown, C. Carranza-Torres et al (2002) *Hoek-Brown Failure Criterion* (2002 Edition). Consulting Engineer, University of Minnesota, Rocscience Inc.

Goel R.K., Jethwa J.L. and Paithakan A.G. 1995. Tunnelling through the young Himalayas - a case history of the Maneri Uttarkashi power tunnel. Eng. Geol., 39, pp. 31-44.

Goodman, Goodman et al. *Introduction Rocks Mechanics. 2nd Edition. Consulting Engineer* (2nd Edition). Editor: John Wiley & Sons.

Griffith, A.A. The phenomena of rupture and flow in solids. London: Royal Society of London, 1920. pp. 163-198

Hoek, Kaiser et al (2000). *Support of Underground Excavations in Hard Rock*. (4th Edition). Consulting Engineer. Editor: A.A. Balkema Rotterdam.

Jan Butra, Jan Kudelko. *Rockburst prevention methods in polish copper mines*. KGHM CUPRUM Ltd. Research & Development Centre.

Jhon A. Hudson, Jhon P. Harrison. *Engineering Rock Mechanics. Imperial College of Science, Consulting Engineer. Technology and Medicine*. University of London UK. Editor: Pergamon.

John Player & Alan Thompson & Ernesto Villaescusa. *Dynamic testing of reinforcement systems*. International Symposium on Ground Support in Mining and Civil Engineering Construction. SAIMM, SANIRE and ISRM6th. Western Australian School of Mines. Curtin University of Technology, Locked Bag 22, Kalgoorlie Western Australia 6433.

Kwasniewski, M., Szutkowski, I., Wang, J. A., 1994. Study of ability of coal from seam 510 for storing elastic energy in the aspect of assessment of hazard in Porabka-Klimontow Colliery. Sci. Rept. Silesian Technical University, 1994.

Laubscher D.H., (1994), *Cave mining-the state of art*. The south African institute of mining and metallurgy

L. aguilar Tiznado & S. Villalobos Cifuentes & F. Villalobos Jara. (2018). *Simposio de Habilitación Profesional 2018*. Departamento de Ingeniería Civil UCSC (Universidad Católica de la Santísima Concepción). Chile.

Manuel Rodríguez, Alberto Sánchez et al. *Predicción empírica del Strainburst y Squeezing en galerías profundas*. Geoconsult España Ingenieros. Consultores S.A. (Madrid, España & Lima, Perú).

Osinermin. (2013), *Resolución de Gerencia General N.º 018105* de febrero de 2013. Perú.

- Osinergmin (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Perú.
- Percy Callupe Huaranga. (2016), *Sismicidad en minería: análisis, interpretación y aplicación de controles-caso Mina Yauliyacu*, (Tesis de Grado). Universidad de Nacional de Ingeniería, Perú.
- Peter K. Kaiser, Ming Cai. (2012). *Design of rock support system under rockburst condition*. Centre for Excellence in Mining Innovation, Sudbury, Ontario, Canadá.
- Prat, Pere. (2006). *Ecuaciones constitutivas*. Universidad Politécnica de Catalunya– España.
- Prigogine, Ilya; Nicolis, G. (1977). *Self -Organization in non – equilibrium Systems*. Wiley.
- Pytel Andrew - Singer Ferdinand L. (2008). *Resistencia de materiales*. Oxford University Press.
- Ramírez Oyanguren, Pedro – Alejano Monge, Leandro. (2004). *Fundamento de ingeniería de taludes*. Universidad Politécnica de Madrid. España, pp. 29-81.
- Roberto Tomás, Juan Carlos Santamarta et al. (2013). *Ensayos geotécnicos de suelos y rocas*. Universidad de Alicante. España.
- Rolando Duran Barrios. (2019). Análisis del macizo rocoso y la determinación de sostenimiento para el control de zonas críticas propensas al estallido de rocas. (Tesis de Ingeniería de Minas). Universidad Nacional del Altiplano – UNA. Puno – Perú.
- Ron McKenzie. (2002). *Use of cone bolts in ground prone to rockburst*. Coal Operators' Conference.
- Ruir Martinez Eccoña. (2013). Sostenimiento preventivo en los frentes de las labores subterráneas en condiciones de relajamiento rocoso: Niveles 1730-1830, Mina Papagayo Cía. Mina Poderosa S.A. (Tesis de Ingeniería de Minas). Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac. Perú.
- Saúl Becerra Ospina. (2011). *Propagación de ondas sísmicas*. Universidad Nacional de Colombia.

- Singh B., Jethwa J.L., Dube A.K., Singh B. 1992. Correlation between observed support pressure and rock mass quality. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 7, pp. 59-74
- Sivakugan, Shukla et al (1956). *Rock Mechanic and Introduction*. Consulting Engineering. Editor: Taylor and Francis Group.
- Smith Peter, J. (1975). *Temas de geofísica*. Editor: Reverte.
- Song Dazhao, Wang Enyuan et al. (2011). *Rock burst prevention based on dissipative structure theory*. School of Safety Engineering, China University of Mining & Technology, Xuzhou 221116, China.
- Víctor Medina Tapia. (agosto 2006), *Estallido de Rocas, Derrumbes y Sostenimiento de Labores*.
- Wang Fei1, Bian Huiyuan et al. *Correlation of Dynamic and Static Elastic Parameters of Rock*. College of Geology Engineering and Geomatics, Changan University, Xi'an Shaanxi, 710054. China.
- Wang, Y.H., Li, W.D., Li, Q.G., 1998. Fuzzy estimation method of rockburst prediction. *Chinese J. Rock Mech. Eng.* 17 Ž5., 493_501.
- Wei Duan, Johan Wesseloo et al. (2015). *Evaluation of the adjusted rockburst damage potential method for dynamic ground support selection in extreme rockburst conditions*. Australia.